

П-162/2

58

ISSN 0135—3462

ГОРНОРУДНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

ТЕХНОЛОГИЯ
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

ВЫХОДИТ ЧЕТЫРЕ РАЗА В ГОД

1/79

МИНИСТЕРСТВО ЧЕРНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ СССР
ТРУДЫ ИНСТИТУТА ГОРНОГО ДЕЛА, ВЫП. 58

ГОРНОРУДНОЕ ПРОИЗВОДСТВО

ТЕХНОЛОГИЯ
ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

СВЕРДЛОВСК
1979

П-162/2 П 97782
Ин-т горного де-
ла. Труды. Вып. 58.
Свердловск, 1979. 060

П 97782

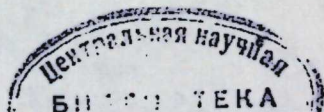
1-162/2

РЕДАКЦИОННАЯ КОЛЛЕГИЯ:

Васильев М. В. (председатель), Куклин И. С.,
Щелканов В. А. (зам. председателя), Макарова Н. У.
(секретарь), Бабаянц Г. М., Бастан П. П., Гармаш Н. З.,
Генералов Г. С., Дороненко Е. П., Иванов Ю. А.,
Лосицкий В. В., Поторочин А. Н., Хрущев Г. Н.,
Шилин А. Н., Яковлев В. Л.

Ответственный за выпуск — И. С. Куклин

© Институт горного дела МЧМ СССР, Свердловск, 1979



ЩЕЛКАНОВ В. А., ЧИЖОВ А. А., МАСЛЯЕВ С. А.

**ВЫБОР СХЕМ ВСКРЫТИЯ И ДОРАБОТКИ
НИЖНИХ ГОРИЗОНТОВ КОРШУНОВСКОГО КАРЬЕРА
И ЗАПАСОВ ЗА ЕГО КОНТУРАМИ**

Отработка Коршуновского железорудного месторождения запроектирована открытым способом до глубины 480 м (горизонт — 30 м). В настоящее время отметка дна карьера 300 м, производственная мощность по руде достигла 16 млн. т в год, по вскрыше — 45 млн. т. Отработка осуществляется по транспортной системе с перемещением вскрышных пород автомобильным и железнодорожным транспортом во внешние отвалы. Добытая руда в железнодорожных думпкарах поступает на обогательную фабрику. Проектом предусмотрено отработать открытым способом 88% запасов месторождения, подземным — 12%.

В 1974 г. в результате доразведки и изменения кондиций запасы Коршуновского месторождения пересчитаны. В итоге, запасы руды за контуром действующего карьера возросли до 250 млн. т. Однако при ведении горных работ по ранее принятому проекту, в связи с доработкой и углублением карьера, ежегодные объемы добычи начнут снижаться, а технико-экономические показатели — ухудшаться.

Поэтому необходимо оценить способы доработки запасов на нижних горизонтах и за проектными контурами карьера. С этой целью предварительно рассмотрено две, на наш взгляд, наиболее целесообразные, схемы вскрытия и отработки нижних горизонтов действующего карьера в проектных контурах и два способа (открытый и подземный) доработки запасов за проектными контурами.

Схема I доработки карьера — с использованием рудного конвейерного ствола. В северо-восточной части карьера проходит наклонный конвейерный ствол длиной 860 м, сечением 17,8 м². В стволе предусматривается установка конвейера с лентой шириной 1600 мм и фуникулера. Эксплуатация ствола начинается с 1987 г. К этому времени в карьере на горизонте 150 м формируется площадка для размещения полустационарного дробильно-перегрузочного пункта (рис. 1, разрез 23). Руда от забоев до полустационарных щековых дробилок ЩКД 1500×2100 доставляется автосамосвалами БелАЗ-549. Дробленая руда по наклонному конвейерному стволу выдается на поверхность и после экс-

каваторной перегрузки доставляется железнодорожным транспортом на фабрику (рис. 2). Производительность конвейерной линии принимается 10 млн. т в год. Вскрышные породы существующим на карьере автомобильно-железнодорожным транспортом вывозятся на отвалы.

Схема II доработки карьера — с использованием породного и рудного конвейерных стволов (см. рис. 1). Для транспортирования вскрышных пород с нижних горизонтов в северо-западной части карьера проходится наклонный ствол длиной 680 м, сечением 19,8 м². В 1985 г. создается возможность на горизонте 180 м разместить дробильно-перегрузочный узел в районе выхода наклонного ствола и с этого времени начать транспортировку вскрышных пород. Производительность конвейерного ствола принята 20 млн. т в год (ширина ленты 2000 мм). Скальная вскрыша на нижних горизонтах автосамосвалами БелАЗ-549 доставляется до полустационарного узла, оснащенного тремя дробилками ШКД 1500×2100. Дробленая порода по наклонному стволу выдается на поверхность, где она перегружается экскаваторами в думпкары и направляется на отвалы. Для транспортирования рудной массы используется наклонный ствол, описанный выше, пройденный с горизонта 150 м, производительностью 10 млн. т в год.

В результате сравнения рассмотренных вариантов вскрытия и доработки Коршуновского карьера (см. таблицу) предлагается схема с использованием рудного и породного конвейерных стволов как наиболее эффективная (имеет минимальные эксплуатационные и приведенные затраты) и перспективная ввиду сокращения общего расстояния транспортирования горной массы.

Рассмотрим варианты доработки запасов (120 млн. т) за проектными контурами карьера.

Первый вариант — открытым способом с использованием наклонного рудного ствола; который располагается на северо-восточном борту карьера и сохраняется на весь период доработки (см. рис. 1). На основании геологической информации определены прирезаемые погоризонтные объемы руды и вскрыши при углубке карьера в районе геологических разрезов 50, 30 и 45. При среднем экономически допустимом коэффициенте вскрыши 12,04 м³/м³ из карьера дополнительно извлекается 44 млн. м³ руды и 538 млн. м³ вскрышных пород (в проекте границы карьера определены из экономически допустимого коэффициента вскрыши, равного 10,5 м³/м³).

Анализируя дополнительные объемы руды и вскрыши по упомянутым участкам углубки, видим, что в районе разреза 45 они, соответственно, равны 5,58 и 83,89 млн. м³, а средний коэффициент вскрыши при этом составляет 15,0 м³/м³, что значительно выше экономически допустимого. Кроме этого, принимая во внимание то, что понижение горных работ в районе сечения 45 будет

Основные технико-экономические показатели вариантов доработки Коршуновского карьера и запасов за его контурами

Показатель	Схема вскрытия и доработки карьера		Варианты доработки месторождения		
	Проект	С использованием наклонных стволов	комбинированным способом (вариант II)		
			открытым способом (вариант I)	шахта	карьер
Производительность, млн. т					
по руде	15	15*	15	5	10
по вскрыше	45	45**	55	—	38
по горной массе	60	60	70	—	48
Капитальные затраты, млн. руб.	5,00	10,65	30,65	72,50	20,22
в том числе на горнокапитальные работы	1,00	4,23	12,23	37,50	8,17
Удельные капитальные затраты, руб/т	0,33	0,72	2,43	14,50	2,02
Эксплуатационные расходы, млн. руб.	42	39	51	27	34
Удельные эксплуатационные расходы, руб/т	2,8	2,6	3,4	5,4	3,4
Приведенные затраты, млн. руб.	42,60	40,27	54,67	35,70	36,40
в том числе на 1 т мощности, руб.	2,35	2,68	3,64	7,14	3,64
Ввод в эксплуатацию, год	—	1987	1987—1990	1987	1987

* В том числе 10 млн. т по стволу.
 • В том числе 20 млн. т по стволу.

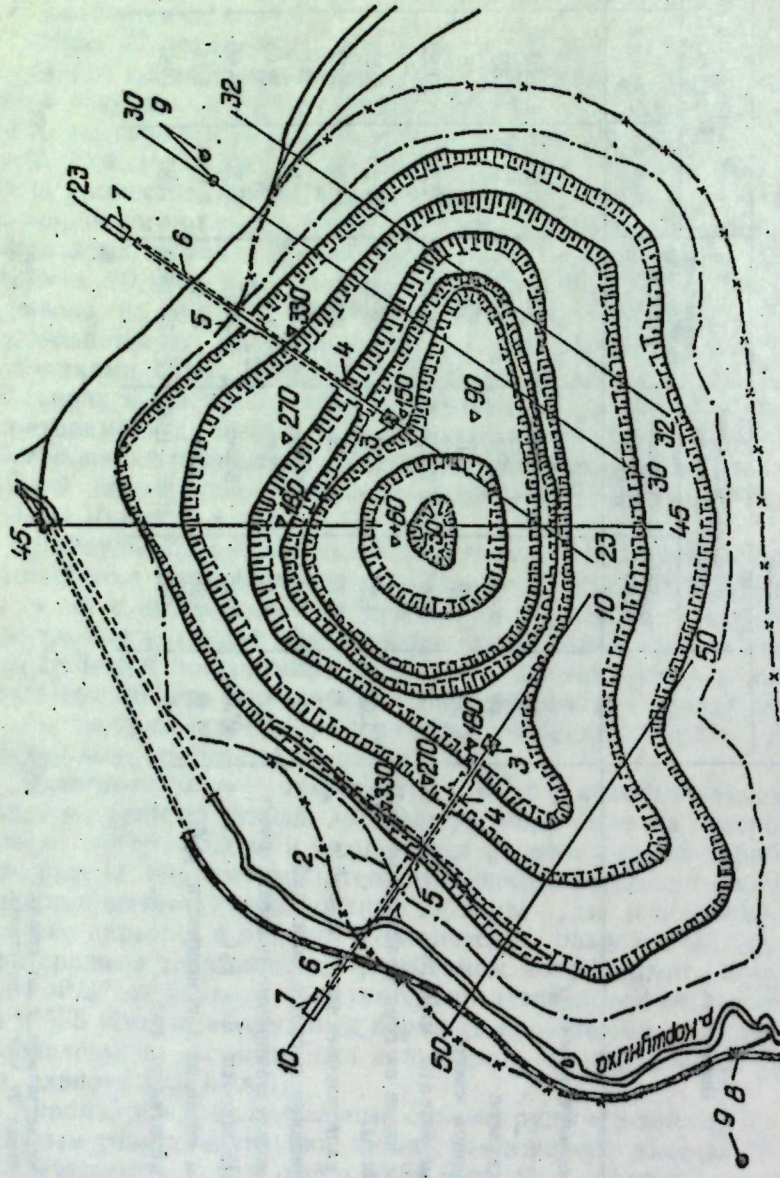


Рис. 1. Варианты вскрытия и доработки Коршунковского месторождения:

1, 2 — соответственно, проектный и перспективный контур карьера; 3 — дробильный узел; 4 — перегрузка на наклонный ствол; 5 — перегрузка в наклонном стволе; 6 — конвейерный ствол; 7 — перегрузка на поверхности; 8 — железная

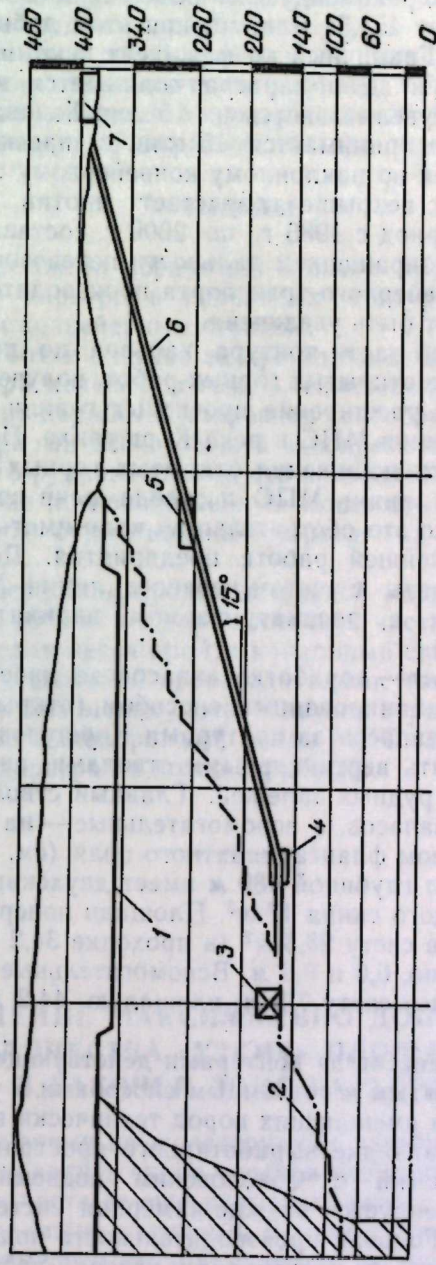


Рис. 2. Вскрытие Коршунковского карьера рудным конвейерным стволом:

1 — современное положение горных работ; 2 — проектный контур карьера; 3 — дробильная установка; 4 — перегрузка на наклонный ствол; 5 — перегрузка в наклонном стволе; 6 — конвейерный ствол; 7 — перегрузка на поверхности

производиться лет через 20—25, в настоящее время углубка на этом участке не рассматривается.

Следовательно, рекомендуемый объем прирезаемых пород по карьере составляет 454,54 млн. м³, при этом добывается свыше 120 млн. т руды. Граничный коэффициент вскрыши в этом случае равен 11,6 м³/м³. Дно карьера понижается на 120—135 м, срок службы его увеличивается на 15 лет. Годовая производительность по руде принимается 15 млн. т (проектная), из них 10 млн. т выдается по наклонному конвейерному стволу. Производительность по вскрыше возрастает против проектной на 10 млн. т и в период с 1985 г. по 2000 г. составляет 55 млн. т в год. В связи с сокращением дальности перевозок и вводом дополнительно конвейерного транспорта производительность карьера по руде может быть увеличена.

В юго-западной части контура карьера по поверхности на момент погашения открытых горных работ, полученного от понижения глубины и расширения проектных границ, попадает железнодорожная линия МПС и река Коршуниха. При существующей интенсивности понижения открытых горных работ необходимость переноса линии МПС и отвода реки возникнет через 10—12 лет, однако это обстоятельство надо иметь в виду и учитывать при дальнейшей работе предприятия. Дополнительные капитальные затраты с учетом переноса линии МПС и отвода реки Коршунихи в рассматриваемом варианте составляют 30,65 млн. рублей.

Второй вариант — доработка запасов за проектными контурами карьера комбинированным способом (открытым и подземным). Вскрытие запасов за контурами Коршуновского карьера можно осуществить вертикальными стволами, расположенными в лежащем боку рудных залежей. Главный ствол находится в центре тяжести запасов, а вспомогательные — на северо-восточном и юго-западном флангах шахтного поля (см. рис. 1).

Главный ствол глубиной 480 м имеет двухскиповую установку, емкость каждого скипа 17 м³. Площадь поперечного сечения главного ствола в свету 28,3 м² (в проходке 34,2 м²), а диаметр его, соответственно, 6,0 и 6,6 м. Вспомогательные стволы проходятся диаметром в свету 7,5 м, площадью 44,2 м² на глубину 500 м.

Разработка запасов за контурами действующего карьера одновременно открытым и подземным способами в условиях малоустойчивых руд и вмещающих пород технически возможна только при полной закладке выработанного пространства, поэтому нами (по аналогии с Соколовским подземным рудником ССГОКа) рекомендуется этажно-камерная система с твердеющей закладкой. Годовая производительность подземного рудника исходя из мощности рудных тел и условий развития очистных работ принимается 5 млн. т.

Производительность карьера при комбинированной разработке месторождения принимается 10 млн. т. Схема вскрытия и отработки карьера аналогична схеме первого варианта доработки (с наклонным рудным стволом).

Анализ вариантов доработки запасов Коршуновского месторождения за проектными контурами карьера показал, что наиболее эффективным является открытый способ (по сравнению с подземным приведенные затраты в полтора-два раза ниже).

ВЫВОДЫ

1. Для вскрытия и доработки запасов нижних горизонтов Коршуновского карьера в проектных контурах предлагается схема с рудным конвейерным стволом.

2. Для доработки запасов за проектными контурами Коршуновского карьера перспективным и технически целесообразным является вариант доработки открытым способом при увеличении глубины карьера на 120—135 м и одновременным использованием наклонного рудного ствола, что позволяет сохранить на достигнутом уровне производственную мощность карьера по руде и продлить срок существования карьера на 15—17 лет (до 2005—2010 гг.).

3. Для поддержания производственной мощности на достигнутом уровне к 1987 г. в северо-восточной части карьера с горизонта 150 м предлагается пройти наклонный ствол длиной 860 м с конвейерной установкой производительностью 10 млн. т в год.

4. В перспективе может потребоваться перенести часть реки Коршуниха и железнодорожной линии МПС за предлагаемый в работе контур карьера на конец отработки.

САКАНЦЕВ Г. Г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МАКСИМАЛЬНО ДОПУСТИМОГО КОЛИЧЕСТВА «УЗКИХ» ПЛОЩАДОК В РАБОЧЕЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА

В последнее время на железорудных карьерах широкое применение стала находить схема ведения вскрышных работ «через уступ» или, как часто ее еще называют, спаренными или совместно обрабатываемыми уступами. В этом случае горные работы на смежных совместно обрабатываемых уступах ведутся поочередно — вначале обрабатывается буровая заходка на верхнем

уступе, затем на нижнем и т. д. На уступе, обрабатываемом в данный момент, ширина рабочей площадки нормальная; на смежном уступе, обрабатываемом во вторую очередь, ширина площадки принимается минимальной из условия возможности возобновления работ*.

Технология работ «через уступ» применяется на Соколовском, Сарбайском, Оленегорском, Лебединском, Первомайском и многих других карьерах. Она является перспективной технологической схемой вскрышных работ для глубоких карьеров, так как дает возможность перераспределять объемы вскрыши и относить их на более поздний период без снижения производительности горно-транспортного оборудования и какого-либо существенного усложнения организации работ.

Однако горные работы при схеме «через уступ» должны планироваться так, чтобы количество «узких» площадок не превышало значения, допустимого по условиям обеспечения потребной производительности карьера по сырой руде. Необходимо установить норматив количества «узких» площадок в рабочей зоне карьера.

Максимально допустимое количество (процент) площадок на некотором анализируемом участке рабочего борта карьера можно представить в виде функции максимально возможного числа совместно обрабатываемых уступов n_0 .

$$D_y = \frac{(n_0 - 1)}{n_0} 100\%.$$

В свою очередь, максимально возможное число совместно обрабатываемых уступов зависит от минимальной длины экскаваторного блока l_{min} и от длины фронта работ l , фактически приходящейся на один экскаватор.

$$n_0 = \frac{l}{l_{min}}.$$

Поскольку

$$l = \frac{Q_3}{vh},$$

формула (2) будет иметь вид

$$n_0 = \frac{Q_3}{vhl_{min}}.$$

В формулах (3), (4): Q_3 — годовая производительность экскаватора; h — высота уступа; v — необходимая годовая скорость подвигания фронта добычных работ.

* Нормы технологического проектирования горнорудных предприятий с открытым способом разработки. Л., 1976, 220 с. (Гипроруда).

Учитывая разброс значений производительности экскаватора во времени в одних и тех же условиях, который, согласно проведенным исследованиям, с вероятностью 0,95 составляет 30%, зависимость (4) во избежание диспропорции в скорости обработки отдельных групп смежных уступов следует представить в таком окончательном виде:

$$n_0 = \frac{0,7Q_3}{vhl_{min}}. \quad (5)$$

Подставив выражение (5) в (1), получим

$$D_y = \left(1 - \frac{vhl_{min}}{0,7Q_3}\right) 100\%. \quad (6)$$

В случае обработки вскрышных уступов поперечными заходками, что также иногда практикуется на железорудных карьерах, доля «узких» площадок в рабочей зоне может быть определена так:

$$D_y = \frac{(l_{уст} - n_3 l_{min})}{l_{уст}} 100\%, \quad (7)$$

где $l_{уст}$ — длина уступа, обрабатываемого поперечными заходками;

n_3 — число экскаваторов, работающих на одном уступе.

При этом скорость подвигания фронта работ с учетом необходимого резерва производительности экскаваторов будет равна

$$v = \frac{0,7Q_3 n_3}{l_{уст} t}. \quad (8)$$

Отсюда

$$n_3 = \frac{vl_{уст} t}{0,7Q_3}. \quad (9)$$

Тогда

$$D_y = \left(1 - \frac{vhl_{min}}{0,7Q_3}\right), \quad (10)$$

что соответствует формуле (6) при применении продольных заходов.

Зная максимально допустимое количество «узких» площадок для отдельных участков рабочего борта, можно определить максимально допустимое количество (процент) «узких» площадок для всей рабочей зоны карьера:

$$D = \frac{\sum_{i=1}^j D_i L_i}{L}, \quad (11)$$

Карьер	Суммарная длина фронта работ, м	Длина фронта добычных работ, м	Длина фронта вскрышных работ на автотранспорт, м	Длина фронта, по вскрыше обрабатываемой на жезелеподорожной транспорт, м	Скорость подвигания фронта та добычных работ, м/год	Производительность экскапатора при погрузке на автотранспорт, тыс. м ³ /год	Производительность экскапатора при погрузке на жезелеподорожной транспорт, тыс. м ³ /год	Процент «узких» площадок на вскрышных уступах в зоне работы автотранспорта	Процент «узких» площадок на вскрышных уступах в зоне работы жезелеподорожного транспорта	Максимально допустимый процент «узких» площадок в рабочей зоне карьера
Олеңегорский	37080	6900	15240	14940	48	651	652	68,3	36,9	42,9
Соколовский*	12040	6426	5614	—	31	1400	—	88,1	—	41,1
Сарбайский*	16543	6000	10543	—	45	1040	—	69,1	—	44,0
Коршуловский	32700	4380	2000	26320	53	1162	1162	67,4	34,9	32,1
Главный Качканарского ГОКа	19350	11030	1800	6520	27	392	784	63,1	63,1	27,1
Западный Качканарского ГОКа	14150	4500	1800	7850	43	670	1101	65,6	58,2	39,3
Северный Качканарского ГОКа	14620	8450	3700	2470	17	708	727	86,1	74,9	34,7
Северо-Западный Азербайджанского ГОКа	17220	4250	12970	—	14	380	—	86,8	—	65,3

* Для руд и скальных пород.

где D_i, L_i — соответственно, максимально допустимый процент «узких» площадок и длина фронта работ на i -м участке рабочего борта карьера;
 L — общая протяженность уступов в рабочей зоне карьера.

Как видно из зависимостей (6) и (10), возможное число совместно обрабатываемых уступов и максимально допустимый процент «узких» площадок увеличивается с увеличением производительности погрузочного оборудования, а также с уменьшением высоты уступа и скорости подвигания фронта добычных работ. Кроме того, максимально допустимый процент «узких» площадок зависит от минимальной длины экскаваторного блока, которая различна при различных видах транспорта.

На добычных уступах процент «узких» площадок, помимо указанных условий, ограничивается необходимостью иметь годовые к выемке запасы, за счет которых ширина рабочих площадок увеличивается и, как правило, превышает нормальное значение.

В таблице приведен максимально допустимый процент «узких» площадок по ряду железорудных карьеров, определенный по формулам (6), (11) для условий работы этих карьеров в 1975 г. При этом на добычных уступах «узкие» площадки не предусматривались. По таблице видно, что максимально допустимый процент «узких» площадок может быть значительным.

Выводы

1. Максимально допустимое количество (процент) «узких» площадок в рабочей зоне карьера является функцией высоты уступа, минимальной длины блока, производительности погрузочно-транспортного оборудования и необходимой скорости подвигания фронта добычных работ. С увеличением производительности погрузочно-транспортного оборудования допустимое количество «узких» площадок увеличивается, с увеличением скорости подвигания фронта работ — уменьшается.

2. Максимально допустимое количество «узких» площадок для большинства железорудных карьеров находится в пределах 40—45%, на отдельных участках рабочих бортов может достигать до 80—90%.

3. Количество «узких» площадок в рабочей зоне является одним из показателей горнотехнических возможностей карьеров: чем меньше количество «узких» площадок в рабочей зоне, тем выше может быть производительность карьера и, наоборот, чем больше «узких» площадок, тем ниже, при прочих равных условиях, потенциальная производительность карьера.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ УВЕЛИЧЕНИЯ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРА «40 ЛЕТ КазССР»

При определении производительности карьера может быть поставлено несколько задач:

- определить максимальную производительность карьера;
- определить рациональную (оптимальную) производительность карьера;
- обосновать директивную (плановую) производительность.

Определение возможного увеличения производительности карьера «40 лет КазССР» Донского горно-обогатительного комбината до 1,5 млн. т относится к третьему типу задач. Она может быть решена расчетным методом определения годовой производительности по горнотехническим условиям, главными из которых являются: наличие необходимых запасов руды, возможная интенсивность развития горных работ, расстановка экскаваторов, пропускная (провозная) способность внутрикарьерного транспорта.

Порядок исследования принимается следующий: 1. Определяются запасы руды по горизонтам. 2. На основании запасов, фактического положения горных работ и ожидаемого объема добычи руды рассчитывается возможная производительность на первый и последующие годы. 3. Определяется необходимый темп понижения горных работ, обеспечивающий планируемую производительность. 4. Проверяется расчетная производительность карьера по горнотехническим возможностям. 5. Рассчитывается объем вскрыши, необходимый для обеспечения планируемой производительности карьера по руде. 6. Строятся календарные графики вскрышных и добычных работ, проводится их анализ и выбор наиболее рационального.

Возможная годовая производительность в *j*-м году

$$P_j = \sum_{i=1}^n (\Delta Z_i + Z_{i+1} + \dots + Z_{i+n}) \text{ тыс. т/год}, \quad (1)$$

где ΔZ_i — переходящий остаток запасов руды на *i*-м горизонте от предыдущего *j*-1 года, тыс. т;

Z_{i+1}, Z_{i+n} — запасы руды на $(i+1), \dots, (i+n)$ горизонте, подлежащие выемке в *j*-м году, тыс. т.

Возможность достижения годовой производительности 1,5 млн. т рассмотрена с детализацией по пяти вариантам, что обусловлено сложностью нахождения рационального варианта в данном случае. Варианты отличаются сроком достижения карьером расчетной производительности, интенсивностью ведения горных работ и временем отработки карьера. В табл. 1 в ка-

честве примера приведен подробный расчет одного из вариантов — со сроком достижения расчетной производительности в 1984 г. Аналогично рассчитаны другие варианты.

Расчет производительности карьера по руде (вариант IV)

Таблица 1

Год	Отметка горизонта, м	Эксплуатационные запасы руды, тыс. т	Переходящие запасы руды на 1 января расчетного года, тыс. т	Движение запасов, тыс. т		Расчетная производительность карьера по руде, тыс. т	Необходимое понижение горных работ, м/год
				отработано за год	переходящий остаток на 1 января последующего года		
1977	350	20	20	20	—	20+530+150= =700	10
	340	530	530	530	—		
1978	330	595	445	445	—	445+255=700	10
	320	557	557	255	302		
1979	320	557	302	302	—	302+498=800	10
	310	557	557	498	59		
1980	310	557	59	59	—	59+370+371= =800	20
	300	370	370	370	—		
	290	371	371	371	—		
1981	280	710	710	710	—	710+190=900	20
	270	710	710	190	520		
1982	270	710	520	520	—	520+480=1000	10
	260	1107	1107	480	627		
1983	260	1107	627	627	—	627+573=1200	10
	250	1107	1107	573	534		
1984	250	1107	534	534	—	534+966=1500	10
	240	1788	1788	966	822		

В табл. 2 приведены расчетные параметры добычной зоны на момент достижения максимальной производительности (1,5 млн. т руды) по предлагаемым вариантам освоения произ-

Таблица 2

Расчетные параметры добычной зоны на момент достижения максимальной производительности (1,5 млн. т руды) по вариантам освоения производственной мощности

Показатель	Вариант				
	I	II	III	IV	V
Год достижения максимальной проектной производительности	1981	1982	1983	1984	1986
Минимально необходимая длина рудного фронта, м	620	1080	1640	1420	1150
Понижение горных работ, м/год	20	11	7	8	10
Необходимое годовое подвигание фронта работ, м/год	74	41	26	30	37

водственной мощности. Ограничивающими факторами, как показал анализ параметров добычной зоны, являются годовое понижение и подвигание фронта работ по руде. Максимальное пони-

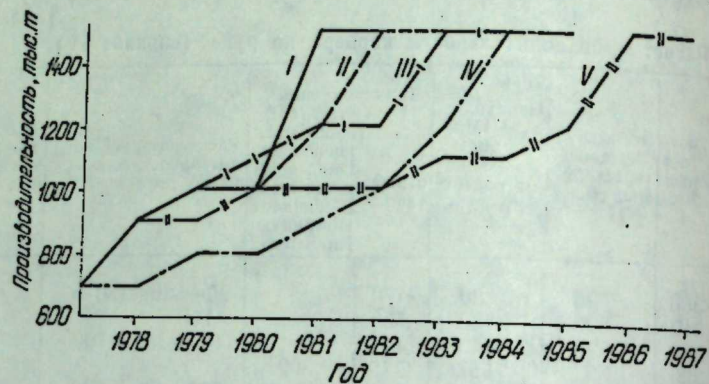


Рис. 1. Годовые объемы руды по пяти вариантам наращивания производственной мощности карьера «40 лет КазССР»

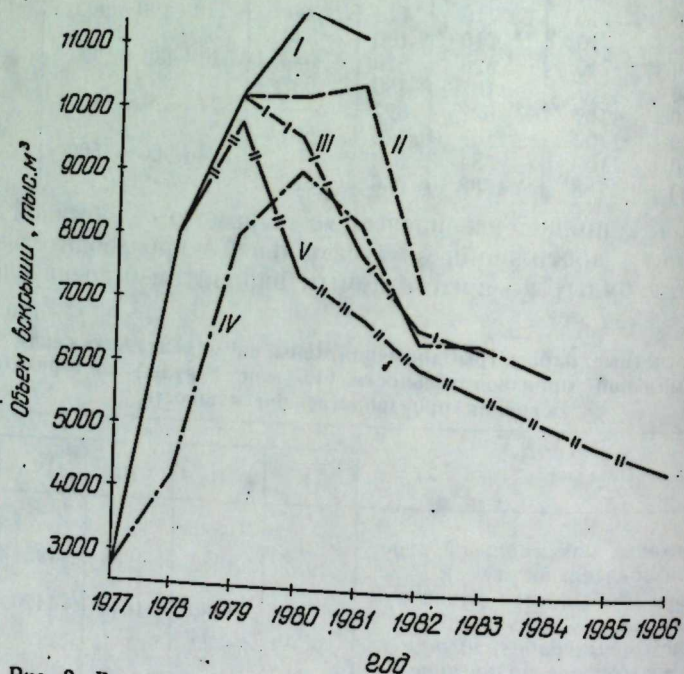


Рис. 2. Годовые объемы вскрыши по пяти вариантам наращивания производственной мощности карьера «40 лет КазССР»

жение горных работ по рассматриваемым вариантам составляет 20 м в год. При принятых (фактических) параметрах ведения горных работ такое понижение, как показывают расчеты, выполненные для условий карьера «40 лет КазССР», реально и достижимо.

Величина годового понижения горных работ оказывает влияние не только на производительность карьера по руде, но и на годовые объемы вскрышных работ. На рис. 1, 2 приведены графики распределения годовых объемов руды и вскрыши по годам наращивания производственной мощности по руде, из которых видно, что исследуемые варианты достижения заданной производительности характеризуются различными максимальными объемами вскрышных пород и различным распределением их во времени. Анализ графиков с учетом темпов наращивания производственной мощности, периода работы карьера с расчетной производительностью, необходимой интенсивности ведения горных работ показал, что наиболее рациональным является вариант достижения производительности 1,5 млн. т в 1984 г. (вариант IV).

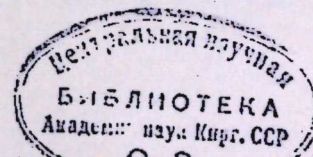
По предлагаемому календарному графику максимальный объем вскрыши составляет 8 млн. м³, период наращивания производительности карьера по руде 8 лет, среднегодовое понижение горных работ за этот период 12,5 м/год. Срок стабильной производительности — 9 лет при среднегодовом понижении горных работ 10 м/год. Период затухания производительности — 4 года, годовое понижение горных работ при этом 8 м/год. Общее время работы карьера — 21 год.

Исследования приводят к выводу, что горнотехнические условия разработки карьера «40 лет КазССР» Донского ГОКа позволяют довести его производственную мощность до 1,5 млн. т руды в год.

ШИЛИН А. Н., СТОЛЯРОВ В. Ф.

О ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ С МОБИЛЬНЫМИ КОМПЛЕКСАМИ НА КАРЬЕРАХ КРИВОГО РОГА

Отставание вскрышных работ приводит к резкому сокращению объемов подготовленных и готовых к выемке запасов руды. Так, обеспеченность готовыми к выемке запасами по СевГОКу



составляет 1 месяц при норме 2,5 месяца. Отдельные карьеры Кривбасса в ближайшие годы будут не в состоянии обеспечить проектные объемы добычи руды. Из-за отставания вскрышных работ имеет место сокращение рабочих площадок, что, в свою очередь, приводит к резкому ухудшению ведения всех технологических процессов и усложнению организации работ в карьерах.

Одной из причин создавшегося положения является недостаточность транспортных средств, особенно автотранспорта, работающего на большинстве карьеров в сочетании с железнодорожным. Создался разрыв между рабочими горизонтами, обслуживаемыми автотранспортом (нижние горизонты) и железнодорожным транспортом (верхние горизонты), который в 1977 г. достиг 50—150 м [1]. Рабочая зона Первомайского карьера, обслуживаемая автотранспортом, достигла глубины 110 м, а Анновского — 133 м. Физический объем вскрыши, который требуется удалить для нормального соотношения фронта вскрышных и добычных работ, на Первомайском карьере составило на 1 января 1978 г. 13 млн. м³.

Нормальные условия эксплуатации карьеров могут быть достигнуты только при решении транспортной проблемы с учетом всех технологических элементов перевозки горной массы.

При создавшихся условиях применение автомобильного транспорта как наиболее дорогостоящего в эксплуатации, даже с использованием самосвалов грузоподъемностью 75 т, не может быть эффективно из-за большой высоты подъема горной массы. Автотранспорт можно эффективно использовать на глубоких карьерах только в качестве внутрикарьерного сборочного транспорта. Переводимые в настоящее время на циклично-поточную технологию (ЦПТ) криворожские карьеры характеризуются жестким закреплением пунктов разгрузки автосамосвалов на концентрационных горизонтах. Дробильно-перегрузочные пункты (ДПП) оборудуются мощными полустационарными дробильными установками, не приспособленными для быстрого переноса. В результате, с развитием горных работ в глубину и в плане, по мере удаления забоев от концентрационных горизонтов с ДПП, возрастает расстояние транспортирования и требуемое количество автосамосвалов.

Учитывая сложившееся на карьерах положение, лаборатория ЦПТ ИГД МЧМ СССР ведет поиски возможных путей быстрой ликвидации отставания вскрышных работ. Одно из возможных решений — использование мобильных комплексов ЦПТ, т. е. набор различного самоходного или подвижного технологического оборудования, которое по основным параметрам (производительность и условия применения) объединяется в одно целое для быстрого выполнения поставленной задачи, например дробления и транспортирования горной массы [2].

Мобильный комплекс циклично-поточной технологии предполагает наличие в единой технологической цепи оборудования как циклического, так и непрерывного действия, например сборочного автотранспорта и конвейерного подъемника, с одним непрерывным условием — оборудование должно быть самоходным, подвижным или переносным. Желательно также, чтобы оно было серийным или намеченным к выпуску в ближайшие годы.

Так, для Первомайского карьера СевГОКа предлагается следующая схема. Автомобильный транспорт, работающий на самом тяжелом режиме — на подъеме, заменяется ленточным конвейером, уложенным по временной трассе. ДПП, оборудованный самоходной дробильной установкой Новокраматорского завода ДПА-2000, устраивается на одном из нижних горизонтов карьера [1]. На верхних горизонтах, имеющих железнодорожные пути, устраивается внутрикарьерный перегрузочный склад для передачи вскрыши или руды в железнодорожные вагоны. Такая схема позволяет использовать каждый вид транспорта в оптимальных условиях: автотранспорт, в качестве сборочного, на отработке глубоких горизонтов, конвейерный — на подъеме горной массы, железнодорожный — на верхних горизонтах.

Скальная вскрыша с определенных участков временно консервированных бортов карьеров транспортируется на поверхность с применением мобильных комплексов ЦПТ. Срок службы комплекса на одном месте 2,5—3,0 года. После подготовки этого участка к добычным работам комплекс за несколько дней может быть перенесен на другой участок с заранее подготовленной временной конвейерной трассой и складскими железнодорожными путями.

После ликвидации отставания вскрыши возможно переключение мобильного комплекса на добычу руды. В этом случае срок службы комплекса на одном месте увеличивается.

Принципиально новыми элементами в схеме мобильных комплексов ЦПТ являются узлы — загрузки конвейерного подъемника и перегрузки горной массы в средства железнодорожного транспорта.

ДПП мобильного комплекса должен обеспечивать непрерывность загрузки конвейера, занимать небольшую площадь и легко переноситься в заранее подготовленное место. В этом отношении по имеющемуся оборудованию перспективным представляется ДПП с самоходным дробильно-перегрузочным агрегатом ДПА-2000 производительностью 2000 м³/ч, или 5000 т/ч. Основным дробильным агрегатом ДПА-2000 является дробилка ККДВ-1200/200, создаваемая НКМЗ на базе дробилки ККДВ-900/200, проработавшей на НКГОКе два года с хорошими результатами. Южгироруда предусмотрел для СевГОКа (Анновский карьер и перегрузочный узел на поверхности для

дробления руды Первомайского карьера) установку дробилок ККДВ-1200/200 в полустационарном исполнении.

ДПА-2000 разработан НКМЗ для загрузки экскаватором ЭКГ-20 в забое. Условия его загрузки автосамосвалами предложены ИГД МЧМ СССР [3]. Загрузка может осуществляться как самоходным, так и стационарным бункером емкостью 300 т, расположенным в нише уступа. Конструкция приемного бункера должна предусматривать разгрузку автосамосвалов на навал горной массы для защиты стенок. Для обеспечения непрерывности работы конвейерного подъемника необходимо, чтобы прием-

Исходные данные для расчета экономического эффекта

Показатель	Вариант	
	автотранспорт	мобильный комплекс ЦПТ
Производительность:		
млн. т/год	20	20
млн. м ³ /год	10	10
Объем горнокапитальных работ, тыс. м ³	150	82
Стоимость 1 м ³ горнокапитальных работ, тыс. руб.	3,2	3,2
Стоимость горнокапитальных работ, тыс. руб.	480	262
Расстояние транспортирования на подъеме, км	2,0	0,5
Парк автосамосвалов БелАЗ-548	45	—
Капитальные затраты, тыс. руб.	3965	3427
В том числе на:		
автотранспорт	2025	—
строительство автодорог	260	—
конвейеры	—	1400
ДПП	—	1215
перегрузку на железнодорожный транспорт	1200	550
Себестоимость транспортирования, руб/ткм	0,109	0,093
Эксплуатационные расходы, тыс. руб/год	4360	930
Приведенные затраты, тыс. руб/год	4955	1444
Эффективность мобильного комплекса ЦПТ, тыс. руб/год	3511	

ный бункер был рассчитан на шесть мест одновременной загрузки БелАЗ-540 или четыре места — БелАЗ-548 по тупиковой схеме подачи автосамосвалов. При сквозной схеме подачи достаточно двух мест загрузки (второе — резервное, на случай неравномерной работы автосамосвалов и для повышения надежности разгрузочных устройств).

Над созданием ДПП для мобильного комплекса в настоящее время вместе работают Южгироруда и ИГД МЧМ СССР.

При решении вопроса перегрузки дробленой горной массы с конвейеров на железнодорожный транспорт (думпкары) необходимо учитывать следующее. При существующем способе экскаваторной перегрузки и производительности конвейера 20 млн. т/год для загрузки составов необходимо создание боль-

шого перегрузочного склада. На складе должно быть четыре-шесть экскаваторов ЭКГ-8И, что резко снижает эффективность мобильного комплекса. Необходим более экономичный способ перегрузки, такой перегрузочный узел, который занимал бы мало места и легко переносился.

Южгироруда в ТЭО для карьера № 3 НКГОКа с применением ЦПТ разработал перегрузочный узел с бункерной загрузкой составов и резервным складом. Емкость бункера рассчитана на два железнодорожных состава. В таком виде узел не от-

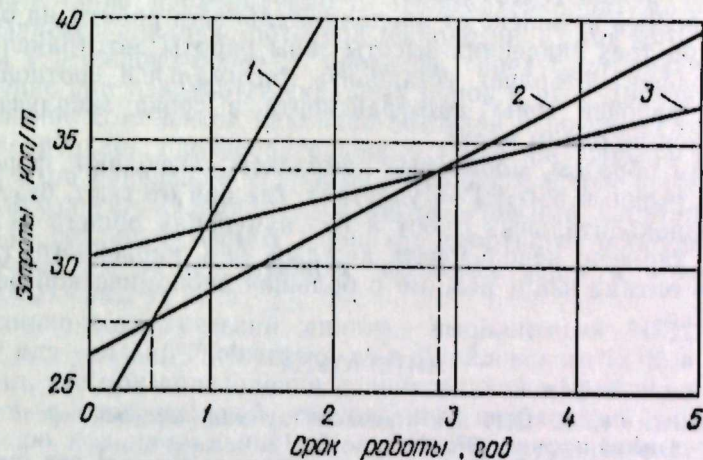


График зависимости удельных приведенных затрат на мобильный комплекс от продолжительности его работы на одном месте:

1, 2, 3 — при высоте зоны автотранспорта, соответственно, 60, 120, 180 м

вечает основному требованию к оборудованию мобильного комплекса — подвижности, поскольку он не приспособлен для переноса.

Наиболее перспективной представляется непосредственная загрузка думпкаров конвейером (по опыту угольных карьеров ГДР и Экибастузского угольного разреза, но с учетом особенностей железорудного производства).

Обязательным условием непрерывности погрузки является следующее соотношение:

$$T_a \geq T_n$$

где T_a — время загрузки состава конвейером, мин;

T_n — время на подачу состава под загрузку, мин.

Если это условие не соблюдается, необходим резервный склад, обеспечивающий непрерывность работы конвейера в случае задержки составов или их неравномерной подачи в пункт непосредственной загрузки составов. Склад рассчитывается на один-три дня работы экскаватора ЭКГ-8И.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ СРАВНИТЕЛЬНОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ С УЧЕТОМ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ТРУДА*

На десяти отечественных карьерах черной и цветной металлургии, а также промышленности стройматериалов уже работают комплексы циклично-поточной технологии. Кроме того, выполнено и утверждено более 20 проектов, предусматривающих ее внедрение при разработке скальных пород и руд. Доказано, что применение комплексов циклично-поточной и поточной технологии увеличивает производительность труда на карьере в 1,3—2,5 раза по сравнению с производительностью при существующей технологии. Однако эти комплексы весьма капиталоемки, требуют создания нового горно-транспортного оборудования. Внедрение их на действующих карьерах ведет к появлению «бросовых» затрат.

Технико-экономический анализ, выполненный ИГД МЧМ СССР для условий Оленегорского и Стойленского ГОКов [5, 6], показал, что при определении сравнительной эффективности вариантов с прогрессивной технологией необходимо учитывать экономию и рациональное использование трудовых ресурсов и принимать в расчет дополнительный национальный доход, который даст народному хозяйству рост производительности труда. По действующей методике [2, 3] в качестве критерия оценки и выбора вариантов приняты приведенные затраты

$$Z_i = C_i + K_i E_{II} \rightarrow \min, \quad (1)$$

где Z_i — приведенные затраты по i -му варианту;
 C_i — текущие затраты (себестоимость) по i -му варианту;
 K_i — капитальные вложения по i -му варианту;
 E_{II} — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений.

Основные недостатки этой методики, по нашему мнению, заключаются в том, что она не учитывает общественных фондов потребления, расходов на управление государством и оборону, а также дополнительный национальный доход, который может быть получен от экономии и рационального использования трудовых ресурсов при увеличении производительности труда.

На основании показателей народного хозяйства [1, 4] нами предлагается, кроме приведенных затрат, учитывать при выборе вариантов:

* Печатается в порядке обсуждения.

Эффективность мобильных комплексов применительно к Первомайскому карьере СевГОКа приведена в таблице. По принятой методике определения экономической эффективности сравнивались приведенные затраты по вариантам — мобильный комплекс и автотранспорт (базовый вариант). Расчет проводился по укрупненным показателям на основе фактических данных базового варианта, проработок ИГД МЧМ СССР и Южгипроруды по мобильному комплексу. По данным из этой таблицы построен график (см. рисунок) зависимости приведенных затрат на мобильный комплекс от продолжительности работы на одном месте при трех значениях высоты зоны работы автотранспорта. Этот график позволяет установить оптимальное соотношение высоты рабочей зоны автотранспорта и срока эксплуатации комплекса на одном месте.

Таким образом, мобильные комплексы позволяют форсировать вскрышные работы на участках, где они отстают, без больших горнокапитальных работ и без изменения общего режима работы карьера; использовать каждый вид карьерного транспорта в оптимальном режиме с большой экономической эффективностью.

ЛИТЕРАТУРА

1. Шилин А. Н. ЦПТ при отработке глубоких карьеров черной металлургии. — Горный журнал, 1978, № 4, с. 15—18.
2. Васильев М. В. О некоторых понятиях и терминах при открытом способе разработки. — Труды ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1972, вып. 39, с. 129—132.
3. Исследование технологии отработки глубоких горизонтов с полустационарными дробильно-грохотильными пунктами на Оленегорском и Ковдорском карьерах. Отчет. Б526496/ИГД МЧМ СССР. Науч. рук. Шилин А. Н. Свердловск, 1976. 188 с.
4. Применение мобильных комплексов ЦПТ для разработки Первомайского карьера СевГОКа. Отчет. Б725079/ИГД МЧМ СССР. Науч. рук. Шилин А. Н. Свердловск, 1978. 52 с.

1. Расходы на общественные фонды потребления, управление и оборону

$$\Delta P_{\text{оуб}} = 1,62 + 0,0492(T-1980) \text{ тыс. руб./чел.}\cdot\text{год.} \quad (2)$$

2. Дополнительный национальный доход от экономии и рационального использования трудовых ресурсов

$$\mathcal{E}_T = 0,01 \Delta N \gamma_m d_m \left[(1 - \sigma) + \frac{\sigma}{P} \right] \text{ тыс. руб./чел.}\cdot\text{год} \quad (3)$$

или

$$\Delta \mathcal{E}_T = 12,2 + 0,209(T-1980) \text{ тыс. руб./чел.}\cdot\text{год.} \quad (4)$$

3. Получение дополнительных трудовых ресурсов за счет роста производительности труда

$$\Delta N = \frac{\Delta \Pi}{\Pi^2} A = \Delta T_p A \text{ чел.}\cdot\text{год.} \quad (5)$$

Критерий выбора вариантов:

а) при избытке трудовых ресурсов

$$C_i + K_i E_{\text{н}} + \Delta N_i \Delta P_{\text{оуб}} \rightarrow \min, \quad (6)$$

б) при недостатке трудовых ресурсов

$$C_i + K_i E_{\text{н}} + \Delta N_i (\Delta P_{\text{оуб}} - \Delta \mathcal{E}_T) \rightarrow \min, \quad (7)$$

в) при недостатке трудовых ресурсов и учете $\Delta P_{\text{оуб}}$ в составе приведенных затрат

$$C_i + K_i E_{\text{н}} - \Delta N_i \Delta \mathcal{E}_T \rightarrow \min, \quad (8)$$

где $\Delta P_{\text{оуб}}$ — расходы на общественные фонды потребления, управление и оборону, тыс. руб. на трудящегося материальной сферы производства;

T — расчетный год;

\mathcal{E}_T — дополнительный национальный доход от экономии и рационального использования трудовых ресурсов при эксплуатации, тыс. руб./год;

$\Delta \mathcal{E}_T$ — то же на одного трудящегося материальной сферы производства, тыс. руб./чел.}\cdot\text{год};

ΔN — сокращение численности трудящихся по сравнению с базовым вариантом, чел.}\cdot\text{год};

γ_m — удельный вес трудящихся в материальном производстве, %;

d_m — национальный доход на одного трудящегося материальной сферы производства, тыс. руб./чел.}\cdot\text{год};

σ — часть национального дохода, идущая на расширенное воспроизводство, доли единицы;

P — коэффициент реновации новой техники [3], доли единицы;

$$P = \frac{E}{(1+E)^{T_c} - 1}; \quad (9)$$

E — норматив приведения; $E = 0,1$;

T_c — срок службы новой техники, лет. При $T_c = \frac{1}{E_{\text{н}}} = \frac{1}{0,15}$

получается $P = 0,112$;

Π — производительность труда, единица продукции/чел.}\cdot\text{год};

ΔT_p — изменение трудоемкости, чел.}\cdot\text{год/единица продукции};

A — объем производства, единица продукции/год;

\mathcal{E}_i — приведенные затраты по i -му варианту, тыс. руб./год.

Методика была проверена при выборе варианта разработки глубоких горизонтов Оленегорского карьера [5]. В 1978 г. Центрогипроруда использовал ее для оценки восьми вариантов разработки второй очереди Стойленского карьера [6]. При этом методика постепенно совершенствуется, уточняется и упрощается.

Для примера взят расчет сравнительной эффективности карьерных экскаваторов. Из таблицы видно, что по приведенным затратам использование экскаваторов ЭКГ-12,5 и ЭКГ-20 на тяжелых породах и рудах при установленных ценах [7] экономически нецелесообразно (по сравнению с ЭКГ-8И). При учете роста производительности труда в 1,5—2,0 раза и экономической оценке этого фактора ЭКГ-12,5 и ЭКГ-20 выходят практически на уровень ЭКГ-8И.

Анализ показывает, что учет экономической оценки роста производительности труда вносит существенные коррективы также при расчете предельной глубины открытых горных работ, лимитной цены нового горно-транспортного оборудования, эффективности автоматизации производственных процессов.

ЛИТЕРАТУРА

1. Материалы XXV съезда КПСС. М., Политиздат, 1976. 256 с.
2. Типовая инструкция по определению экономической эффективности капитальных вложений в черной металлургии. Утв. 4.03.1972. М., Металлургия, 1973. 64 с.
3. Методика (основные положения) определения экономической эффективности использования в народном хозяйстве новой техники, изобретений и рационализаторских предложений. — Экономическая газета, 1977, № 10, с. 1—8.
4. Народное хозяйство СССР в 1977 г. Стат. ежегодник. М., Статистика, 1978. 656 с.
5. Шарин В. В., Шилин А. Н. Эффективность ЦПТ при отработке вскрышных пород глубоких горизонтов Оленегорского карьера. — Горн. журн., 1978, № 4, с. 22—23.

Сравнительные технико-экономические показатели работы карьерных экскаваторов на погрузке скальной горной массы* и забое

Модель экскаватора	Средняя производительность экскаватора, тыс. куб. м/год	Продольная скорость экскаватора, м/мин	Продольная скорость экскаватора, м/мин	Продольная скорость экскаватора, м/мин	Продольная скорость экскаватора, м/мин	Увеличение себестоимости за счет общестроительных фондов по требованию, расходов на управление и обслуживание, коп/м ³			Дополнительный изначальный доход от использования сэкономленных трудовых ресурсов, коп/м ³			Привнесенные затраты с учетом Рубо и Зт. коп/м ³ %		
						1980	1990	2000	1980	1990	2000	1980	1990	2000
ЭКГ-8И с ковшем 6,3 м	222	1,5	12,9/100	149,3	1,07	1,41	1,74	—	—	—	13,97/100	14,31/100	14,64/100	
ЭКГ-125 с ковшем 16 м	624	2,1	16,5/128	208,3	0,77	1,01	1,25	2,32	2,72	3,12	14,95/107	14,79/103	14,63/100	
ЭКГ-20 с ковшем 16 м	1341	3,0	19,1/148	303,0	0,53	0,69	0,86	4,15	4,83	5,58	15,48/111	14,93/104	14,38/98	

* Объемный вес 3,4 т/м³; выход негабарита 2,5—3%.
 ** С учетом расходов: транспортно-складских, на монтаж, кабель и проч.

6. Экономическая оценка схем ЦПТ для II очереди Стойленского карьера и их сравнение с проектной схемой. Отчет./Центрогипроруда. Белгород, 1978. 30 с.

7. Совершенствование техники и технологии разработки железорудных месторождений открытым способом./Арсеньев С. Я., Линева В. П., Рубинштейн С. Б., Богачев А. Ф. — Горн. журн., 1978, № 8, с. 28—30.

ШИЛИН А. Н., ШАМШУРИНА В. Д.

ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ЭКСКАВАТОРОВ ПРИ ПОГРУЗКЕ В САМОХОДНЫЕ ДРОБИЛЬНЫЕ АГРЕГАТЫ

В последнее время на карьерах СССР внедряется циклично-поточная технология (ЦПТ) с загрузкой самоходных дробильных агрегатов (СДА) экскаваторами непосредственно в забое. Впервые такая схема была применена в промышленных условиях на известняковых карьерах Комсомольского и Тургоякского рудоуправлений и подтвердила свою высокую эффективность: себестоимость продукции снизилась в 1,8—2,0 раза, производительность труда возросла более чем вдвое [1, 2]. Исследованиями и проектными проработками многих институтов установлено, что для ряда карьеров данная схема является наиболее перспективной.

По решению Минчермета СССР в настоящее время создаются два опытно-промышленных участка для испытания комплексов ЦПТ с СДА: первый — ЭКГ-8И + СДА-3 + конвейер забойный + магистральный + перегружатель СП-1000 + отвалообразователь; второй — ЭКГ-20 + ДПА-2000 + конвейер забойный + магистральный + отвалообразователь. Донецкий машиностроительный завод им. 15-летия ЛКСМУ изготовил самоходный дробильный агрегат СДА-3 и перегружатель СП-1000 для 1-го комплекса, а производственные объединения «Уралмаш», «Новокраматорский машиностроительный завод» и «Ждановтяжмаш», соответственно изготавливают ЭКГ-20, ДПА-2000 и отвалообразователь ОШС-2000/60 для 2-го комплекса.

Минчермет СССР утвердил технические проекты опытно-промышленных участков ЦПТ на Главном карьере Качканарского ГОКа для испытания 1-го комплекса и на карьере № 1 ЦГОКа — для испытания 2-го комплекса.

В связи с быстрым развитием ЦПТ с СДА возникла необходимость определения их основных параметров: производительности и условий применения. Ниже приводятся:

1) расчет и анализ годовой производительности экскаваторов ЭКГ-4,6; ЭКГ-8И; ЭКГ-12,5 и ЭКГ-20 при условии погрузки скальной горной массы в самоходные дробильные агрегаты; определение производительности основано на использовании следующих исходных данных: а) нормативных источников, б) фактических данных по Тургорякскому РУ при промышленных испытаниях СДА-1000;

2) результатов исследования лаборатории ЦПТ ИГД МЧМ СССР;

3) сравнения полученных результатов с фактическими показателями работы одноковшовых экскаваторов при циклической технологии.

Нормативные данные. Годовая производительность экскаваторов определяется на основании сменной производительности (табл. 1) при числе рабочих смен в году для экскаваторов

Таблица 1
Сменная производительность экскаваторов в целике (угол поворота 135°)

Тип экскаватора	Емкость ковша, м ³	Производительность (м ³ /смену) при погрузке			
		в навал	на ж.-д. транспорт	на авто-транспорт	в СДА
ЭКГ-4,6	4,6	1550	1150	1300	1380
ЭКГ-5,0	5,0	1700	1250	1400	1500
ЭКГ-8И	8,0	2400	1800	2000	2160
ЭКГ-12,5	12,5	3200	2450	2700	2940

ЭКГ-4,6; ЭКГ-8И; ЭКГ-12,5, соответственно, 800, 780, 770 смен [3, с. 44].

Сменная производительность экскаваторов при погрузке в СДА (графа б табл. 1) рассчитана согласно «Нормам технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки», рекомендуя производительность экскаваторов, работающих на забойный конвейер (что и соответствует погрузке в СДА), увеличивать на 20% по сравнению с работой на железнодорожный транспорт [3, с. 46].

С учетом данных табл. 1 определена сменная производительность экскаваторов на 1 м³ емкости ковша (табл. 2). По данным табл. 2 методом корреляционного анализа определены формулы сменной производительности экскаваторов в зависимости от емкости ковша при погрузке на разные виды транспорта. (рис. 1, табл. 3).

Отсутствующая в «Нормах...» сменная производительность экскаватора ЭКГ-20 для тех же условий погрузки определена

исходя из производительности ЭКГ-20 на 1 м³ емкости ковша (табл. 4), полученной по формулам из табл. 3, и емкости ковша (20 м³), а годовая — как произведение сменной производительности и числа рабочих смен экскаватора в году.

Таблица 2
Производительность экскаваторов в целике на 1 м³ емкости ковша

Тип экскаватора	Производительность (м ³) при погрузке			
	в навал	на ж.-д. транспорт	на авто-транспорт	в СДА
ЭКГ-4,6	337	250	282	300
ЭКГ-5,0	340	250	280	300
ЭКГ-8И	300	226	250	270
ЭКГ-12,5	256	196	216	234

Число рабочих смен в году (760) для ЭКГ-20 определено по эмпирической формуле

$$N = 750 + \frac{187}{q^{0,92}}$$

выведенной на основе нормативного числа рабочих смен экскаваторов ЭКГ-4,6; ЭКГ-8И; ЭКГ-12,5 с использованием метода корреляционного анализа (рис. 2).

Таблица 3
Сменная производительность экскаваторов в зависимости от емкости ковша (в целике)

Условия погрузки	Формула расчета сменной производительности экскаватора на 1 м ³ емкости ковша	Условные обозначения
В навал	$Q = 200 + \frac{542}{q^{0,9}}$	Q — сменная производительность экскаватора, м ³ q — емкость ковша, м ³
В СДА	$Q = 200 + \frac{300}{q^{0,74}}$	
На автотранспорт	$Q = 150 + \frac{273}{q^{0,477}}$	
На ж.-д. транспорт	$Q = 150 + \frac{224}{q^{0,53}}$	

Из табл. 4 видно, что при погрузке в СДА обеспечивается более высокая производительность экскаваторов. Выполненные ранее исследования [4, 5] подтверждают этот вывод.

Промышленные испытания. При проведении промышленных испытаний СДА-1000 на Тургойском РУ с погрузкой ЭКГ-8И продолжительность цикла (t) для горной массы со средним диаметром куска 400 мм была 78,1 сек [4]. При условии исключения простоев экскаватора по не зависящим от него причинам (ожидание разгрузки, очистки колосников приемного бункера др.

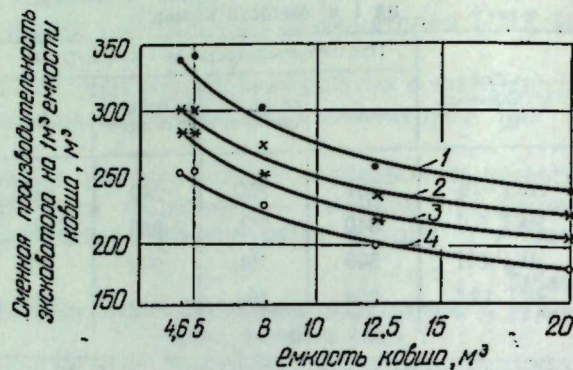


Рис. 1. Зависимость производительности экскаватора от емкости ковша при разных видах транспорта и погрузке:

1 — в навал; 2 — в СДА; 3 — на автотранспорт; 4 — на железнодорожный транспорт

билки) $t = 35,1$ сек. Это время и было нами заложено в расчет производительности ЭКГ-8И при погрузке в СДА. Сравнение этого времени цикла со временем цикла этого же экскаватора



Рис. 2. Зависимость числа рабочих смен в году от емкости ковша

(28 сек) при погрузке в навал, взятого из технической характеристики [6, с. 159], показывает, что последнее на 25% ниже.

Приняв это соотношение для других типов экскаваторов, получим для условий погрузки в СДА при угле поворота 120° время цикла ЭКГ-4,6; ЭКГ-12,5 и ЭКГ-20, соответственно, 28,8; 40; 35,1 сек. Время цикла ЭКГ-20 равно времени цикла ЭКГ-8И, согласно [6] и [11], для угла поворота 90° . По аналогии принимаем для углов 120 и 135° .

Прочие исходные данные для расчета приняты по работе [4], а недостающие — по «Нормам...». Для угла поворота 135° за исходное взято время цикла ЭКГ-8И, равное 43,5 сек [5], и по соотношению с t для 120° рассчитано t других экскаваторов (табл. 5). Результаты расчетов сведены в табл. 8.

Таблица 4

Производительность экскаватора ЭКГ-20

Производительность	Погрузка			
	в навал	на ж.-д. транспорт	на автотранспорт	в СДА
Сменная на 1 м³ емкости ковша, м³	236	174	200	216
Сменная, м³	4720	3500	4000	4330
Годовая, млн. м³ в целлюлозе	3,580	2,660	3,040	3,280
То же в разрыхленном состоянии	5,200	3,860	4,400	4,750

Примечание. Угол поворота 135° .

Коэффициент использования экскаваторов при этом равнялся 0,64. Для других значений коэффициентов использования произведен расчет производительности экскаваторов по исследованиям лаборатории механизации открытых горных работ ИГД МЧМ СССР [5] тоже по Тургойскому РУ для того же комплекса ЭКГ-8И — СДА-1000. Из общего времени испытания (1944 ч) простои составили 60%, т. е. коэффициент использования был 0,4.

Таблица 5

Время цикла экскаваторов с погрузкой в СДА для углов поворота 90° , 120° , 135°

Тип экскаватора	Время цикла (сек) при погрузке			
	в навал $\alpha = 90^\circ$ по [6]	в СДА $\alpha = 90^\circ$ по [5]	в СДА $\alpha = 120^\circ$ по [5]	в СДА $\alpha = 135^\circ$ по [5]
ЭКГ-4,6	23,0	25,6	29,8	35,0
ЭКГ-8И	28,0	31,3*	37,0*	43,5*
ЭКГ-12,5	32,0	35,7	41,6	49,0
ЭКГ-20	28,0	31,3	37,0	43,5

* Приняты за исходные.

По нашему мнению, некоторые простои при использовании циклично-поточной технологии уменьшаются, другие ликвидируются. Так, согласно работе [5] простои из-за остановки конвейера

ра составили: по ЭКГ-8И—25,6%; СДА-1000—16,2%; ЭКГ-8И—5%; фабрики—25%; прочие—28,2% общего времени простоев (1164,5 ч).

По данным работы [7], при наличии пяти ставов конвейерной линии (как это было при испытаниях) простои конвейеров должны быть сокращены, по нашим расчетам, до 18,4%. Согласно работе [5], продолжающаяся реконструкция многих узлов СДА позволяет принять простои по этой причине в размере 8%. Простои из-за ЭКГ-8И оставлены без изменения, из-за фабрики—исключены как не зависящие от ЦПТ, а прочие уменьшены до 10% [10]. Тогда общие простои схемы составят 25% общего времени испытаний (1944 ч), т. е. коэффициент использования будет равен 0,75.

Кроме того, по данным работы [5], в одну из смен был зафиксирован весьма высокий коэффициент использования в течение получасовой работы—0,87, что в пересчете на годовую составило бы 0,685. Опыт работы Героя Социалистического Труда В. К. Мироненко на ЮГОКе [8] подтверждает возможность получения и более высокого коэффициента использования экскаваторов в смену—0,912, которому соответствует годовой 0,76—0,79. Такой высокий коэффициент был получен благодаря кольцевой схеме подачи железнодорожного транспорта, обеспечивающей непрерывность работы экскаватора.

Для упомянутых выше коэффициентов 0,4; 0,75; 0,685 произведен расчет производительности экскаваторов (см. табл. 8).

Исследования лаборатории ЦПТ ИГД МЧМ СССР. Произведено определение производительности экскаваторов, работающих в комплексе с самоходными дробильными агрегатами, по исходным данным (табл. 6), полученным на основе обобщения и анализа изложенного выше материала.

Таблица 6

Исходные данные для определения производительности экскаваторов

Тип экскаватора	Емкость ковша, м ³	Время цикла (сек) при погрузке в СДА			Коэффициент наполнения [6]	Коэффициент разрыхления [6]	Число рабочих смен экскаватора в году	Коэффициент использования [6]
		$\alpha = 90^\circ$	$\alpha = 120^\circ$	$\alpha = 135^\circ$				
ЭКГ-4,6	4,6	25	29,0	34	0,95	1,45	800 [3]	0,75
ЭКГ-8И	8,0	31	36,0	43*	0,95	1,45	780 [3]	0,75
ЭКГ-12,5	12,5	35	40,5	48	0,95	1,45	770 [3]	0,75
ЭКГ-20	20,0	31	36* [9]	43	0,95	1,45	760	0,75

* Исходные значения для расчетов.

Значения времени цикла экскаваторов для угла поворота 90° (графа 3) приняты округленно по табл. 5 (графа 3). Графа 4 таблицы 6 определена из соотношения с графой 3. При этом за

исходное в графе 3 принято время цикла ЭКГ-20 для угла поворота 120°; а графа 5—по соотношению с графой 4; исходным для расчета в данном случае является время цикла ЭКГ-8И, принятое округленно из табл. 5. Полученные в результате расчета значения t для других экскаваторов приведены в табл. 6.

Число рабочих смен в году для ЭКГ-4,6; ЭКГ-8И; ЭКГ-12,5—нормативное; для ЭКГ-20—вычисленное по формуле, указанной выше.

Таблица 7

Средняя фактическая производительность экскаваторов на предприятиях ВПО «Союзруда» при циклическом транспорте

Вид транспорта и тип экскаватора	Годовая производительность, млн. м ³	
	средняя по ВПО	в передовых бригадах
Автотранспорт		
ЭКГ-4,6	0,438	1,075 (Ковдорский ГОК)
ЭКГ-8И	0,987	1,599 (То же)
Ж.-д. транспорт		
ЭКГ-4,6	0,496	1,311 (Оленегорский ГОК)
ЭКГ-8И	1,036	1,654 (Лебединский ГОК)

По данным табл. 6 определена годовая производительность указанных типов экскаваторов при коэффициенте их использования 0,75.

Анализ табл. 8 показывает, что рассчитанная по различным источникам годовая производительность исследуемых комплексов (ЭКГ-8И—СДА-1000 и ЭКГ-20—ДПА-2000) при угле поворота 135° колеблется: расхождение между максимумом и минимумом, соответственно, 35 и 19%. Полученная лабораторией ЦПТ производительность близка к рассчитанной по нормативным данным.

Фактическая производительность экскаваторов при циклическом транспорте за 1977 г. на карьерах ВПО «Союзруда» в 1,5—2,0 раза ниже той, что достигнута в передовых бригадах (табл. 7) [12], а коэффициент использования находится на уровне 0,5—0,6. Анализ фактических (см. табл. 7) и расчетных данных (табл. 8) показывает, что при погрузке в самоходно-дробильные агрегаты годовая производительность экскаваторов ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8И может быть увеличена, соответственно, в 3 и 2 раза по сравнению с погрузкой на циклический транспорт.

В результате выполненных исследований установлено:

1. Использование СДА позволит увеличить фактически достигнутую на карьерах ВПО «Союзруда» производительность ЭКГ-4,6 и ЭКГ-8И при циклическом транспорте, соответственно, в 3 и 2 раза.

Производительность экскаваторов при ЦПТ с погрузкой в самоходные дробильные агрегаты

Таблица 8

Источник исходных данных	Время цикла экскаваторов, сек				Угол поворота, град	Коэффициент использования (толовов)	Коэффициент цикла экскавации	Годовая производительность экскаваторов (в разрыхленном состоянии), млн. м ³			
	ЭКГ-4,6	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭКГ-20				ЭКГ-4,6	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭКГ-20
Нормы технологического проектирования [3]	—	—	—	—	135	—	—	1,610	2,430	3,270	4,750
Промышленные испытания [4]	35,8	43,5	49,6	43,5	135	0,640	0,656	1,240	1,730	2,360	4,230
То же [5]	35,0	43,5	49,0	43,5	135	0,400	0,508	0,615	0,840	1,145	2,030
	35,0	43,5	49,0	43,5	135	0,750	0,508	1,165	1,590	2,160	3,830
	35,0	43,5	49,0	43,5	135	0,685	0,508	1,070	1,440	1,950	3,530
Исследования лаборатории ЦПТ	34,0	43,0	48,0	43,0	135	0,750	0,655	1,540	2,060	3,140	5,020
Рекомендации лаборатории ЦПТ	34	43	48	43	135	0,750	0,655	1,500	2,000	3,200	5,000
	29	36	37	36	120	0,750	0,655	1,800	2,500	3,700	6,000
	25	31	35	31	90	0,750	0,655	2,000	2,800	3,900	6,900

2. Производительность экскаваторов с использованием СДА может быть рекомендована для:

ЭКГ-4,6	1,5 млн. м ³ в год
ЭКГ-8И	2,0
ЭКГ-12,5	3,2
ЭКГ-20	5,0

(при коэффициенте использования экскаваторов 0,75 и угле поворота 135°).

Указанная производительность рекомендуется для использования при составлении «Норм технологического проектирования циклично-поточной технологии».

3. Фактический коэффициент использования экскаваторов при циклическом транспорте, равный 0,5—0,6, может быть повышен до 0,75 при использовании СДА. Реальность получения такого коэффициента подтверждается работой передовых бригад, повысивших его до 0,76—0,79 при циклическом транспорте.

ЛИТЕРАТУРА

1. Аникеев А. В. Циклично-поточная технология добычи известняков (из опыта работы за 1960—1974 гг.). — Горный журнал, 1975, № 9, с. 23—24.
2. Зотов В. П., Федоров А. П., Стариков Ю. В. Опыт применения циклично-поточной технологии в карьере Тургоякского рудоуправления. — Горный журнал, 1974, № 2, с. 25—28.
3. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. Утв. МЧМ СССР 31/III-76 г. Л., Гипроруда, 1977. 456 с.
4. Федоров А. П. Влияние гранулометрического состава взорванного известняка на производительность агрегата СДА-1000 и экскаватора ЭКГ-8И. — Горный журнал, 1975, № 9, с. 36—38.
5. Внедрение циклично-поточной технологии и оборудования на Тургоякском руднике. Отчет Б451732./ИГД МЧМ СССР. Науч. рук. Фаддеев Б. В. Свердловск, 1975. 89 с.
6. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. 3-е изд., переработ. и доп. М., Недра, 1974. 424 с.
7. Анализ и обобщение опыта работы конвейерного оборудования (на примере карьеров Ингулецкого и Лебединского ГОКов). Отчет. Б444929./ИГД МЧМ СССР. Науч. рук. Васильев М. В. Свердловск, 1975. 99 с.
8. Исследование и анализ опыта работы экскаваторной бригады В. К. Мирошенко. Отчет Б445834./ИГД МЧМ СССР. Науч. рук. Дороненко Е. П. Свердловск, 1975. 98 с.
9. Технический проект опытно-промышленного участка поточной технологии производства вскрышных работ по скальным горным породам на карьере ЦГОКа./Кривбасспроект, Кривой Рог, 1976.
10. Тимофеева Л. В. Методика сравнительной технико-экономической оценки различных систем разработки с применением оборудования непрерывного действия. — Совершенствование техники и технологии открытой разработки месторождений. М., Недра, 1969, вып. 2, с. 357—366.
11. Мельников Н. Н., Сухорученков А. И., Павлович Т. В. О создании нового мощного карьерного экскаватора с ковшем емкостью 20 м³. — Горный журнал, 1976, № 3, с. 27—29.
12. Величко А. П., Адамчук А. М., Царевский Ю. И. Передовому производственному опыту — комплексный подход. — Горный журнал, 1978, № 9, с. 3—5.

Производительность экскаваторов при ЦПТ с погрузкой в самоходные дробильные агрегаты

Таблица 8

Источник исходных данных	Время цикла экскаваторов, сек				Угол поворота, град	Коэффициент использования (годовой)	Коэффициент экскавации	Годовая производительность экскаваторов (в разрыхленной состоянии), млн. м ³			
	ЭКГ-4,6	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭКГ-20				ЭКГ-4,6	ЭКГ-8И	ЭКГ-12,5	ЭКГ-20
Нормы технологического проектирования [3]	—	—	—	—	135	—	—	1,610	2,430	3,270	4,750
Промышленные испытания [4]	35,8	43,5	49,6	43,5	135	0,640	0,656	1,240	1,730	2,360	4,230
То же [5]	35,0	43,5	49,0	43,5	135	0,400	0,508	0,615	0,840	1,145	2,030
Исследования лаборатории ЦПТ	35,0	43,5	49,0	43,5	135	0,750	0,508	1,165	1,590	2,160	3,830
Исследования лаборатории ЦПТ	35,0	43,5	49,0	43,5	135	0,685	0,508	1,070	1,440	1,950	3,530
Рекомендации лаборатории ЦПТ	34,0	43,0	48,0	43,0	135	0,750	0,655	1,540	2,060	3,140	5,020
	34	43	48	43	135	0,750	0,655	1,500	2,000	3,200	5,000
	29	36	37	36	120	0,750	0,655	1,800	2,500	3,700	6,000
	25	31	35	31	90	0,750	0,655	2,000	2,800	3,900	6,900

2. Производительность экскаваторов с использованием СДА может быть рекомендована для:

ЭКГ-4,6	1,5 млн. м ³ в год
ЭКГ-8И	2,0
ЭКГ-12,5	3,2
ЭКГ-20	5,0

(при коэффициенте использования экскаваторов 0,75 и угле поворота 135°).

Указанная производительность рекомендуется для использования при составлении «Норм технологического проектирования циклично-поточной технологии».

3. Фактический коэффициент использования экскаваторов при цикличном транспорте, равный 0,5—0,6, может быть повышен до 0,75 при использовании СДА. Реальность получения такого коэффициента подтверждается работой передовых бригад, повысивших его до 0,76—0,79 при цикличном транспорте.

ЛИТЕРАТУРА

1. Анисеев А. В. Циклично-поточная технология добычи известняков (из опыта работы за 1960—1974 гг.). — Горный журнал, 1975, № 9, с. 23—24.
2. Зотов В. П., Федоров А. П., Стариков Ю. В. Опыт применения циклично-поточной технологии в карьере Тургоякского рудоуправления. — Горный журнал, 1974, № 2, с. 25—28.
3. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий черной металлургии с открытым способом разработки. Утв. МЧМ СССР 31/III-76 г. Л., Гипроруда, 1977. 456 с.
4. Федоров А. П. Влияние гранулометрического состава взорванного известняка на производительность агрегата СДА-1000 и экскаватора ЭКГ-8И. — Горный журнал, 1975, № 9, с. 36—38.
5. Внедрение циклично-поточной технологии и оборудования на Тургоякском руднике. Отчет Б451732./ИГД МЧМ СССР. Науч. рук. Фаддеев Б. В. Свердловск, 1975. 89 с.
6. Мельников Н. В. Краткий справочник по открытым горным работам. 3-е изд., переработ. и доп. М., Недра, 1974. 424 с.
7. Анализ и обобщение опыта работы конвейерного оборудования (на примере карьеров Ингулецкого и Лебединского ГОКов). Отчет. Б444929./ИГД МЧМ СССР. Науч. рук. Васильев М. В. Свердловск, 1975. 99 с.
8. Исследование и анализ опыта работы экскаваторной бригады В. К. Мироненко. Отчет Б445834./ИГД МЧМ СССР. Науч. рук. Дороненко Е. П. Свердловск, 1975. 98 с.
9. Технический проект опытно-промышленного участка поточной технологии производства вскрышных работ по скальным горным породам на карьере ЦГОКа./Кривбасспроект, Кривой Рог, 1976.
10. Тимофеева Л. В. Методика сравнительной технико-экономической оценки различных систем разработки с применением оборудования непрерывного действия. — Совершенствование техники и технологии открытой разработки месторождений. М., Недра, 1969, вып. 2, с. 357—366.
11. Мельников Н. Н., Сухорученков А. И., Павлович Т. В. О создании нового мощного карьерного экскаватора с ковшем емкостью 20 м³. — Горный журнал, 1976, № 3, с. 27—29.
12. Величко А. П., Адамчук А. М., Царевский Ю. И. Передовому производственному опыту — комплексный подход. — Горный журнал, 1978, № 9, с. 3—5.

ГРАФИЧЕСКИЙ МЕТОД ВЫБОРА СХЕМ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Опыт работы участков циклично-поточной технологии (ЦПТ) Тургойакского и Комсомольского рудоуправлений показывает, что увеличение производительности труда, снижение себестоимости продукции и повышение эффективности погрузочно-транспортных работ на действующих карьерах флюсовых известняков возможны при применении ЦПТ с самоходными дробильными и грохотильными агрегатами, на которых в настоящее время основывается совершенствование технологии открытой добычи.

Перевод флюсовых карьеров с цикличной технологии на ЦПТ с самоходными дробильными агрегатами позволяет снизить на 37% себестоимость готовой продукции и повысить в 2—2,5 раза производительность труда [1—3]. Однако эти схемы еще медленно внедряются в производство из-за недостаточной изученности их эффективности.

По нашему мнению, критерием определения эффективности схем ЦПТ с самоходными дробильными и грохотильными агре-

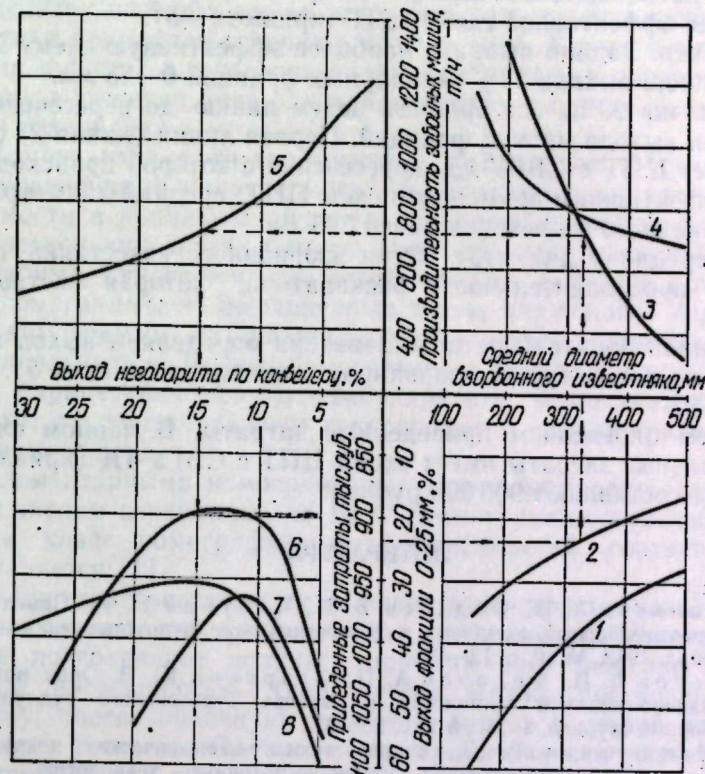
Изменение производительности забойных машин, выхода товарных фракций и приведенных затрат в зависимости от среднего диаметра куска взорванного известняка

Средний диаметр взорванного известняка, мм	Выход товарной продукции (%) при ЦПТ		Производительность забойных машин, т/ч		Приведенные затраты по схемам ЦПТ, тыс. руб./год	
	с дроблением	с грохочением	ЭКГ-811	СДА-1000	с дроблением	с грохочением
200	48,0	68,0	1332	975	1250	1250
225	51,0	69,5	1175	900	1200	1183
250	53,0	71,0	1040	853	1130	1050
300	56,0	74,0	825	800	980	900
325	57,5	75,0	760	780	956	860
350	59,0	76,0	640	760	953	910
375	60,0	77,5	560	747	960	950
400	61,5	79,0	500	734	980	1000
425	62,5	80,0	425	722	1000	1050
450	63,0	81,0	375	700	1026	—

гатами могут служить выход товарных фракций готовой продукции, производительность забойных машин и минимум приведенных затрат по технологическим процессам. Исследованиями, проведенными в карьере Тургойакского рудоуправления, установлено, что главным фактором, влияющим на производительность забойных машин, выход готовой продукции и технико-экономи-

ческие показатели работы предприятия является средний диаметр куска взорванного известняка (см. таблицу). По данным таблицы, область рационального применения схем ЦПТ с самоходными дробильными и грохотильными агрегатами находится в интервале среднего диаметра куска 250—425 мм.

Для оперативного определения эффективности нами разработан графический метод выбора схем ЦПТ (см. рисунок) в за-



Номограмма для выбора схем ЦПТ:

1 — выход фракции 0—25 мм при ЦПТ с СДА-1000; 2 — выход фракции 0—25 мм при ЦПТ с СВГУ-1Д; 3 — производительность экскаватора ЭКГ-811; 4 — производительность СДА-1000; 5 — выход негабарита по конвейеру во взорванном известняке; 6 — приведенные затраты схемы с СВГУ-1Д; 7 — приведенные затраты схемы с СВГУ-1Д и автотранспортом; 8 — приведенные затраты схемы с СДА-1000

висимости от выхода нетоварных фракций (0—25 мм), производительности забойных машин, выхода негабарита по конвейеру, минимальных приведенных затрат, суть которого состоит в следующем:

1. Учитывая требования потребителя по выходу нетоварных фракций, по кривым 1, 2 определяем средний диаметр куска взорванного известняка на оси абсцисс.

2. По среднему диаметру куска взорванного известняка определяем производительность машины забойного комплекса (кривые 3, 4).

3. По производительности экскаватора (кривая 3) определяем выход негабарита по конвейеру во взорванной горной массе (кривая 5).

4. По выходу негабарита по конвейеру определяем приведенные затраты, минимальные из которых будут соответствовать наиболее эффективной схеме ЦПТ (кривые 6—8).

Пример. Задано выбрать наиболее эффективную схему ЦПТ при условии выхода 23% нетоварных фракций 0—25 мм.

Из точки 23 на оси ординат ведем линию до пересечения с кривыми выхода мелких фракций. Первая линия (линия 2) соответствует ЦПТ с СВГУ-1Д, пересечение с которой происходит в зоне эффективного применения схем ЦПТ; средний диаметр куска взорванного известняка равен 325 мм.

По среднему диаметру куска взорванного известняка определяем производительность экскаватора, которая составляет 720 т/ч.

По производительности экскаватора определяем выход негабарита по конвейеру во взорванном известняке (кривая 5), равный 15%.

Затем определяем приведенные затраты. В данном случае минимальные затраты имеет схема ЦПТ с СВГУ-1Д (кривая 6), которые составляют 900 000 рублей.

ЛИТЕРАТУРА

1. Анжеев А. В., Фаддеев Б. В., Чапури Н. А. Самоходный дробильно-конвейерный комплекс в Комсомольском рудоуправлении. — Горный журнал, 1972, № 10, с. 12—14.
2. Зотов В. П., Федоров А. П., Стариков Ю. В. Опыт применения циклично-поточной технологии в карьере Тургойского рудоуправления. — Горный журнал, 1974, № 2, с. 25—27.
3. Шамшурин В. Д. Анализ технико-экономических показателей работы карьеров, применяющих циклично-поточную технологию. — Труды ИГД МЧМ СССР, Свердловск, 1974, вып. 44, с. 198—203.
4. Федоров А. П. Производительность самоходного дробильного агрегата СДА-1000 в зависимости от гранулометрического состава взорванного известняка. — Труды ИГД МЧМ СССР, Свердловск, 1974, вып. 44, с. 194—197.

АЛГОРИТМЫ РЕШЕНИЯ ЗАДАЧ ПЛАНИРОВАНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ В ФОРМЕ НОМОГРАММ

Понятию «алгоритм» как точному предписанию, задающему вычислительный процесс от исходного данного до конечного результата полностью отвечают номограммы. Кроме порядка решения в форме ключа пользования, номограмма содержит программу и решение ряда однотипных задач в определенных шкалах интервалах.

Номограммы — это графическое изображение формул, систем уравнений. Каждая номограмма строится для заданной зависимости в принятых пределах измерения и обычно на одном или нескольких листах бумаги. Известны следующие типы элементарных номограмм: сдвоенные шкалы, сетчатые номограммы, номограммы из выравненных точек, циркульные номограммы, номограммы из равноудаленных точек, номограммы с параллельным индексом, номограммы с крестообразным индексом, барицентрические и ромбоидальные номограммы, номограммы с ориентированным транспарантом, общая транспарантная номограмма.

Элементарными номограммами можно изобразить зависимости с числом переменных до 12. С применением составных номограмм класс номографируемых зависимостей соответственно расширяется [1].

В практике встречаются и неномографируемые зависимости. В этих случаях иногда применяют приближенное номографирование, позволяющее получить приближенное решение с допустимой погрешностью. Теоретически можно построить номограмму, обеспечивающую получение ответа с любой заданной степенью точности. Однако из-за ограниченности размеров листа, ошибок при построении номограммы имеют точность вычислений до третьего и, редко, четвертого знака, т. е. точность логарифмической линейки.

Научиться пользоваться готовой номограммой по ключу, приведенному в номограмме, несложно. Метод расчета по любой номограмме заключается в том, что на шкалах, в бинарных полях или в семействе линий находят точки или линии, отвечающие заданным значениям переменных. Затем, согласно ключу, выполняют элементарные геометрические операции (наложение линейки, наложение транспаранта, проведение прямой параллельно данной, деление отрезка пополам и т. п.). В результате, находится ответная точка на шкале, в семействе линий или в бинарном поле.

Сектором номографии Вычислительного центра АН СССР в последнее время получены интересные результаты по автоматизации построения номограмм с помощью ЭЦВМ и графопостроителя. Построена серия номограмм для решения некоторых сложных систем уравнений.

В отечественной практике номограммы широко применяются во многих отраслях науки и техники, включая биологию, медицину, химию, физику, техническое нормирование. В горном деле известны номограммы для выбора вентиляторов и насосов. Б. Х. Юсупбековым выпущен атлас номограмм для определения технико-экономических показателей работы экскаваторов ЭКГ-4,6; ЭКГ-5 и ЭКГ-8И с автосамосвалами грузоподъемностью 27, 40, 65 и 110 т. Интересные номограммы приводятся в работах Н. В. Мельникова, В. В. Ржевского, А. М. Мустафиной, А. И. Арсентьева, М. В. Васильева и др. Очень часто эти номограммы представлены сложными графиками со вдвоенными и строенными осями-шкалами.

В ИГД МЧМ СССР для условий открытой разработки скальных горных пород построен ряд составных сетчатых номограмм. Часть их может быть использована при планировании горных работ.

Для расчета сетки взрывных скважин построено две номограммы:

а) по удельному расходу ВВ (см. рисунок)

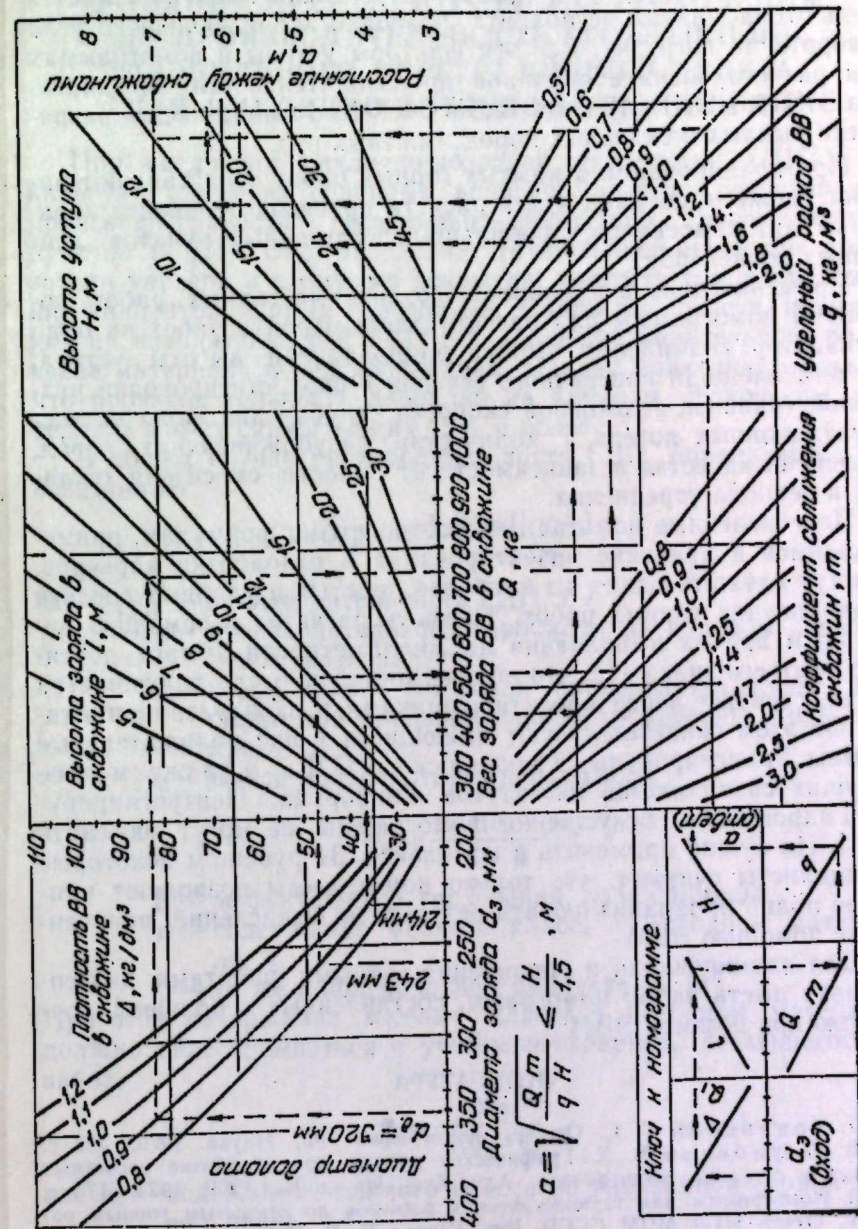
$$a = \sqrt{\frac{Qm}{qH}} \leq \frac{H}{1,5}; \quad (1)$$

б) по энергоемкости разрушения [4]

$$a = 0,04Kd_3 \sqrt{\frac{A_0}{A_p}}; \quad (2)$$

где a — расстояние между скважинами, м;
 Q — заряд ВВ в скважине, кг;
 m — коэффициент сближения скважин;
 q — удельный расход ВВ, кг/м³;
 H — высота уступа, м;
 K — коэффициент, учитывающий степень трещиноватости и наличие подпорной стенки;
 d_3 — диаметр заряда, мм;
 A_0, A_p — соответственно, объемная концентрация энергии ВВ и удельная энергоемкость разрушения скальных пород (по Г. П. Демидюку), Мкал/м³.

Эти номограммы позволяют планировать буро-взрывные работы, вводить поправки на изменение горно-технических условий, применение новых ВВ.



Номограмма для расчета сетки взрывных скважин по удельному расходу ВВ

Построены номограммы для расчета ширины развала и granulометрического состава взорванной горной массы.

Производительность карьерных экскаваторов снижается из-за отбрасывания негабарита, разборки забоя, большого угла поворота на погрузку. Все эти факторы учтены в номограммах для расчета эксплуатационной производительности экскаваторов ЭКГ-4,6, ЭКГ-8И, ЭКГ-12,5 и ЭКГ-20 с ковшами для разработки рыхлых и скальных пород, тяжелых руд.

При планировании открытых горных работ представляют интерес также номограммы для расчета производительности карьерных автосамосвалов, дробильно-перегрузочных пунктов, ленточных конвейеров.

Применительно к планированию режима горных работ построены номограммы для расчета длины фронта работ на один экскаватор (комплекс), выбора рациональной высоты уступа, расчета площади поперечного сечения и скорости проходки разрезной траншеи, возможной скорости углубки дна карьера, эксплуатационных потерь и количества разубоживающих пород, дисперсии качества в зависимости от емкости смесителя (склада) и периода усреднения.

Перечисленные номограммы построены по формулам, применяющимся в практике проектирования и разработки карьеров, и могут служить одним из наиболее простых и удобных средств планирования горных работ. Точность расчетов с помощью номограмм при их выполнении на миллиметровой бумаге достигает третьего знака [1], что вполне достаточно для большинства задач, стоящих перед проектировщиками и эксплуатационниками. Об этом свидетельствуют имеющиеся у нас положительные отзывы Уралгипроруды, Качканарского ГОКа, а также мнение ведущих специалистов институтов Гипроруда, Центрогипроруда, Гидропроект. Безусловно, номограммы не могут заменить ЭВМ. Их нужно применять в комплексе. За рубежом некоторые специалисты считают, что только номограммы позволяют наиболее полно проанализировать результаты вычислений, полученные с помощью ЭВМ.

Для планирования и управления горными работами целесообразно иметь набор номограмм, составленных с большой точностью при помощи ЭВМ.

ЛИТЕРАТУРА

1. Хованский Г. С. Основы номографии. М., Наука, 1976. 352 с.
2. Юсупбеков Б. Х. Графические методы при обработке расчетных данных и сетчатые номограммы. Алма-Ата, Наука Каз. ССР, 1974. 170 с.
3. Номограммы для технологических расчетов по открытым горным работам. Отчет. ИГД МЧМ СССР. Рук. Шарин В. В. Свердловск, 1977, 29 с.
4. Теория и практика открытых разработок. Под общ. ред. Н. В. Мельникова. М., Недра, 1973. 636 с.

ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ГРОХОЧЕНИЯ НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ГРОХОТИЛЬНО-ДРОБИЛЬНОГО ПЕРЕГРУЗОЧНОГО ПУНКТА ПРИ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ*

При внедрении циклично-поточной технологии (ЦПТ) на карьерах одним из основных вопросов является обоснование производительности грохотильно-дробильных перегрузочных пунктов (ГДП). Она определяет технико-экономические показатели карьера и схему его вскрытия, количество и расположение концентрационных горизонтов. Одним из средств повышения производительности ГДП считается предварительное грохочение материала перед дроблением. Однако практика показала, что производительность дробилки на крупном грохоченом материале может снижаться на 40% и более.

В общем случае производительность ГДП определяется зависимостью

$$Q_{ГДП} = \frac{0,01Q_d(1 - k_c)}{1 - 0,01\gamma_n}, \quad (1)$$

где $Q_{ГДП}$ — производительность ГДП, т/ч;
 Q_d — производительность дробилки на рядовом негрохоченом материале, т/ч;
 k_c — коэффициент снижения производительности дробилки при предварительном грохочении, доли единицы;
 γ_n — выход подгрохотного продукта, %.

$$\gamma_n = \frac{E\alpha(100 - \alpha)}{\beta - \alpha}, \quad (2)$$

E — эффективность грохочения, доли единицы;
 α — содержание мелкого класса в исходном материале, %;
 β — то же в подгрохотном продукте, % [1].

При этом содержание мелкого класса в исходном материале должно пересчитываться с учетом негабарита, остающегося в забое.

$$\alpha = \frac{100\alpha_1}{100 - \gamma_n}, \quad (3)$$

где α_1 — содержание мелкого класса во взорванной горной массе в забое, %;

* Печатается в порядке обсуждения.

γ_{II} — выход негабарита по приемному отверстию дробилки, %.

Опыт испытаний и эксплуатации грохотильно-дробильного оборудования показывает, что при разработке неокисленных кварцитов $\beta = 94 \div 96\%$, а эффективность грохочения для неподвижных колосниковых грохотов составляет 0,4—0,7 и для виброгрохотов 0,9—1,0. Производительность дробилок ЩКД на рядовой руде при размере приемного отверстия 1500×2100 изменяется в пределах 1000—1300 т/ч, для ККД-1500/180 по кварцитам около 3300—4300 т/ч [3]. Для дробилок ККДВ-1200/200 паспортная производительность равна 2000 м³/ч, или 4250 т/ч при насыпном весе 2,12 т/м³. Исследованиями НИГРИ и ИГТМ АН УССР установлено, что производительность конусных дробилок ККД-1500/180 и ККДВ-1200/200 при дроблении надгрохотного продукта снижается на 40—60%. Щековые дробилки снижают свою производительность при дроблении надгрохотного продукта на 20—40% [2, 4].

Расчетная производительность ГДП по неокисленным кварцитам

Тип дробилки	Без предварительного грохочения		С предварительным грохочением															
			на неподвижном колосниковом грохоте						на вибрационном грохоте									
			с эффективностью грохочения															
			0,4		0,5		0,6		0,7		0,85		0,90		0,95		0,98	
т/ч	млн. т/год	т/ч	млн. т/год	т/ч	млн. т/год	т/ч	млн. т/год	т/ч	млн. т/год	т/ч	млн. т/год	т/ч	млн. т/год	т/ч	млн. т/год	т/ч	млн. т/год	
ККД-1500/180	4000*	26	2941	19,0	3316	21,6	3816	24,8	4504	29,2	6154	40,1	6993	45,4	8130	53,0	9099	58,5
ККДВ-1200/200	4250	27,6	3124	20,4	3524	23,0	4055	26,4	4786	31,2	6538	42,7	7430	48,5	8638	56,4	9572	62,2
ЩКД-1500×2100 (СМД-117)	1170	7,6	1290	8,4	1455	9,4	1674	10,9	1976	12,9	2700	17,6	3068	20,2	3568	23,4	3952	25,6

* Фактически достигнуто.
Кусковатость руды на ленте 0—300 мм, содержание фракций +300 мм на ленте $\alpha = 69,1\%$; k_c для ЩКД принят равным 0,25 и для ККД, ККДВ — 0,5.

На кварцитах Кривого Рога производительность конусной дробилки ККД-1500/180 в зависимости от среднего диаметра куска [5] составляет:

а) для рядовой руды

$$Q_1 = 5515 - 4,75 d_{cp} \text{ т/ч}, \quad (4)$$

б) для надгрохотного продукта

$$Q_2 = 2860 - 4 d_{cp} \text{ т/ч}, \quad (5)$$

где d_{cp} — средний диаметр куска, мм.

Расчеты показывают, что при $\alpha = 75 \div 80\%$ и $\beta = 95 \div 97\%$ ГДП со щековой дробилкой 1500×2100 может теоретически обеспечить производительность:

а) при колосниковом неподвижном грохоте 1600—2200 т/ч ($E = 0,5$);

б) при вибрационных грохотах 3500—8000 т/ч ($E = 0,95$).

ГДП с конусной дробилкой ККД-1500/180 в тех же условиях позволяет получить:

а) при колосниковом грохоте 3500—4500 т/ч;

б) при вибрационных грохотах более 8000 т/ч (см. таблицу).

Практически существуют критические значения эффективности грохочения, содержания мелкого класса в исходном материале и подгрохотном продукте для неподвижных колосниковых грохотов, при которых предварительное грохочение не дает увеличения производительности ГДП по сравнению с работой дробилки на рядовом материале. Так, при ГДП с дробилкой

принято 4%.

ККД-1500/180 и колосниковым грохотом и $\alpha = 77\%$, $\beta = 96\%$, $E = 0,5$, $Q_d = 4000$ т/ч, $k_c = 50\%$ получается $Q_{ГДП} = 3700$ т/ч, т. е. меньше производительности дробилки без предварительного грохочения. В этом случае при $E = 0,53$ получается $Q_{ГДП} \approx Q_d$. При других значениях исходных показателей критическое значение эффективности грохочения будет отличаться.

Расчеты показывают, что применение виброгрохотов позволяет увеличить часовую производительность ГДП со щековой дробилкой 1500×2100 до 3—4 тыс. т руды крупностью 0—300 мм и 7—8 тыс. т крупностью 0—400 мм. В результате, щековые дро-

билки в ряде случаев могут успешно заменять конусные при производительности ГДП до 15—20 млн. т в год.

ЛИТЕРАТУРА

1. Справочник по обогащению руд. Т. 1. М., Недра, 1972. 448 с.
2. Шлаин И. В. Разработка месторождений карбонатных руд. М., Недра, 1968. 292 с.
3. Фаддеев Б. В., Эльяш Н. Н., Андрищенко А. В. Работа конусной дробилки в условиях карьера. — Горн. журн., 1977, № 5, с. 28—29.
4. Циклично-поточная технология добычи руд на карьерах Кривбасса. /Тартаковский Б. Н., Вишняков В. С., Гаврилюк И. И. и др. Киев, Техника, 1978, 176 с.
5. Опыт строительства и эксплуатации циклично-поточной технологии на Ингулецком ГОКе. /Хильченко Н. В., Андрищенко А. В., Шильман А. А., Чулков В. Н. — Промышленность нерудных и неметаллорудных материалов. М., ВНИИЭСМ, 1978, вып. 11, с. 3—11.
6. Васильев М. В. Комбинированный транспорт на карьерах. М., Недра, 1975. 360 с.

БАСТАН П. П., КЛЮЧКИН Е. И.

УСРЕДНЕНИЕ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД НА ГОРНОРУДНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Одним из факторов, способствующих дальнейшему развитию черной металлургии, является снижение колебаний содержания железа в товарных рудах до уровня $\pm 0,5\%$. В настоящее время на большинстве горных предприятий МЧМ СССР такое отклонение достигается только по пробам, представляющим месячные объемы руды. Размах колебаний содержания по сменным и суточным объемам добычи достигает $\pm 3 \div 4\%$, а среднеквадратическое отклонение $\pm 0,7 \div 2,5\%$ (см. таблицу).

Анализ качества грузопотоков товарных руд показывает, что дисперсия качества представлена отклонениями с периодом, превышающим суточные объемы добычи. В среднем период отклонений достигает 10 суточных объемов добычи. При подобном характере колебаний на горных предприятиях должна быть улучшена система недельно-суточного планирования качества добываемых руд и усилен контроль за его выполнением.

На сегодня коэффициент корреляции плановых и фактических объемов добычи руды в отдельных забоях шахт и карьеров практически не превышает 0,5. На уральских рудниках он достигает 0,3—0,4, а на рудниках Горной Шории не выходит за пределы 0,5—0,6.

Суточные и сменные колебания содержания железа в товарной руде на горных предприятиях МЧМ СССР

Предприятие	Абсолютная величина колебаний содержания металла в %	Доля отклонений (в %) по интервалам колебаний содержания			Средне-квadratic-ское отклонение	Доля отклонений (в %) по интервалам крупности	Средне-квadratic-ское отклонение		
		До 0,5	0,5—1,0	1—2				Доля отклонений (в %) по интервалам крупности	
								2—3	> 3
РУ им. Кирова Кривбассруды (посуточно)	0,02—3,84	35,2	27,1	32,4	3,7	1,6	2,68		
РУ им. К. Либкнехта Кривбассруды шахта «Родина»		20,7	13,8	48,3	10,3	6,9	9,4		
Исходная руда	4,1	21,0	42,9	23,8	5,8	6,5	3,5		
Аглолуда	4,8	27,3	9,1	63,1	0,5	—	5,9		
Кусковая руда	1,3	26,1	39,2	21,7	13,0	—	—		
шахта «Комсомольская-2»	2,5	10,0	5,0	25,0	30,0	25,0	5,5		
Исходная руда	4,6	5,7	27,7	33,3	33,3	—	2,6		
Аглолуда	2,9	20,0	23,3	36,7	16,7	3,3	2,9		
Кусковая руда	3,1	16,7	33,3	33,3	10,0	6,7	8,5		
РУ им. К. Либкнехта (общее)	1,8	23,8	28,6	44,0	3,6	—	3,3		
Исходная руда	3,8	20,8	19,8	31,4	20,5	7,5	5,2		
Аглолуда	3,8	—	—	—	—	—	—		
Кусковая руда	1,8	—	—	—	—	—	—		
Запорожский ЖРК	—	—	—	—	—	—	—		
Товарная руда по сортам (посуточно):	—	—	—	—	—	—	—		
аглолуда «А»	6,5	—	—	—	—	—	—		

Таблица (продолжение)

Предприятие	Абсолютная величина колебаний содержания металла в %	Доля отклонений (в %) по интервалам колебаний содержания				Абсолютная величина колебаний по крупности	Средняя величина отклонения	Доля отклонений (в %) по интервалам крупности			Средняя величина отклонения	
		До 0,5	0,5—1,0	1—2	2—6			>3	До 0,5	0,5—3,0		>3
кусовая доменная «К» мартеновская	6,4	23,5	27,7	28,2	13,9	6,7	1,5	48,8	48,8	2,4	1,1	
	1,0	64,57	34,3	1,13	—	—	0,25	—	—	—	1,00	
	1,3	29,2	49,0	21,8	—	—	0,32	—	—	—	—	
	-7,6	31,0	9,5	34,5	14,3	10,7	1,96	-2,0	48,8	48,8	2,4	
	+4,1	42,9	25,0	14,3	10,7	7,1	1,35	-1,9	42,9	57,1	—	
Стояленский ГОК Исходная руда, поступающая на ДСФ (посменно)	+2,9	31,0	9,5	34,5	14,3	10,7	1,96	-2,0	48,8	48,8	2,4	
	-7,6	42,9	25,0	14,3	10,7	7,1	1,35	-1,9	42,9	57,1	—	
Товарная руда, поступающая на склад (посменно)	+4,1	47,8	36,4	12,6	1,8	1,4	0,85	-2,2	26,8	73,2	—	
	-3,9	25,0	28,0	18,0	17,0	12,0	1,9	—	—	—	1,10	
Товарная аглоруда, отгруженная потребителю (по партиям)	±4,0	80	14	6	—	—	0,5	-1,0	95	5	0,6	
	±1,8	80	13	7	—	—	0,5	-5,0	30	70	1,38	
	±4,5	27	28	25	12	8	1,72	—	—	—	—	
Новокиевский рудник Исходная руда, поступающая на сортировку	±4,0	25,0	28,0	18,0	17,0	12,0	1,9	—	—	—	—	
	±4,0	80	14	6	—	—	0,5	-1,0	95	5	0,6	
Товарная руда, отгружаемая:	±1,8	80	13	7	—	—	0,5	-5,0	30	70	1,38	
	±4,5	27	28	25	12	8	1,72	—	—	—	—	
Златоустовское РУ Исходная руда, поступающая на обогатительную фабрику	30,4	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	

Таблица (окончание)

Предприятие	Абсолютная величина колебаний содержания металла в %	Доля отклонений (в %) по интервалам колебаний содержания				Абсолютная величина колебаний по крупности	Средняя величина отклонения	Доля отклонений (в %) по интервалам крупности			Средняя величина отклонения	
		До 0,5	0,5—1,0	1—2	2—3			>3	До 0,5	0,5—3,0		>3
Товарная руда, кусковой сидерит им. Губкина КМАруды	35,0—39,6	28,2	26,1	29,1	12,5	4,1	1,502	75,3	24,7	—	0,897	
	5,5	34,7	24,8	27,6	8,6	2,3	1,18	—	—	—	—	
	1,7	88,5	11,5	—	—	—	0,314	—	—	—	—	
	4,28	45,9	27,77	21,41	3,62	1,30	1,02	—	—	—	—	
	5,7	26,5	26,2	26,8	15,7	4,8	1,48	—	—	—	—	
	2	82,8	17,2	—	—	—	0,363	—	—	—	—	
	4,5	41,3	39,3	19,4	—	—	0,739	80,5	19,5	—	0,462	
	3,07	10	8	13	13	37	2,66	0,1	94,3	5,6	1,984	
	1,5	17	15	25	12	12	1,824	—	—	—	—	
	22—54	14,4	11,7	3,2	23,8	47,9	3,049	—	—	—	—	
Лебяжинское РУ НТМК Исходная руда, поступающая на обогатительную фабрику	58—64	—	78,1	14,3	7,6	—	1,112	—	—	—	—	
	20—41	20,2	18,5	14,8	10,6	35,9	1,01	—	—	—	—	
Отрасль (общее) Товарная руда	58—65	—	81,2	15,3	3,5	—	1,01	—	—	—	—	
	—	40,9	24,3	20,2	8,4	6,2	1,28	—	—	—	—	

* Содержание фракций 25—0 мм в исходной руде, 10—0 мм в товарной и 0,074—0 мм в концентрате.

Особую важность приобретает ежесменное выполнение запланированных объемов добычи руды по отдельным складам.

На большинстве рудников и ДСФ усреднительные склады имеют недостаточную емкость, не обеспечивающую погашение колебаний качества с большим периодом. Вследствие хронического недостатка руды усреднительные емкости перегружаются не полностью и превращаются в элементарные перегрузочные пункты.

Как правило, галереи на эстакадных складах оборудованы разгрузочными окнами, а не сплошными решетками, в результате чего разгрузка руды осуществляется в конус. Послойная укладка руды сбрасывающей тележкой в челноковом режиме в интервале между двумя пилонами галереи практикуется только на отдельных предприятиях. При таком положении сдвиг фазы качественных показателей в двух смежных слоях невелик по времени, что снижает усреднительные возможности штабеля.

Отгрузка руды из штабеля производится повсеместно одноковшовыми экскаваторами.

За счет сегрегации руды при формировании штабелей происходит некоторое разусреднение руды по крупности и содержанию железа. Борьба с таким разусреднением осуществляется распределением отгрузочных точек в торце штабеля по специальным технологическим паспортам отгрузки.

Ни на одном горном предприятии при усреднении аглоруд не применяются усреднительные машины. Опыт их применения за рубежом и на отечественных аглофабриках показывает, что только с их помощью достигается достаточное усреднение руд при наличии штабелей, превышающих по емкости модальный период колебаний показателей качества.

На большинстве рудников и шахт отсутствуют инструкции по усреднению руд, а в имеющихся пределы колебания содержания железа не соответствуют нормам, установленным МЧМ СССР.

Проектные институты отрасли при проектировании горных предприятий и ДСФ, как правило, не предусматривают усреднительные склады, имея основной целью экономно капитальных вложений: Большинство складов, построенных на ДСФ, предназначались для использования в качестве технологических буферных емкостей между переделами.

В новых нормах технологического проектирования Гипроруда предлагает решать задачу усреднения за счет небольшого резерва экскаваторных мощностей в карьере.

Следует признать, что усреднение — это операция, для выполнения которой, как и для обогащения, должна быть разработана технология, обеспечиваемая комплексом технических средств и сооружений, требующих значительных капитальных затрат.

На большинстве железорудных месторождений дисперсия содержания железа в руде представлена отклонениями, имеющими период 20—30 сменных объемов добычи. Отклонения с таким периодом могут существенно погашаться только в складах-смесителях, состоящих из двух штабелей (емкость штабеля 80—100 тыс. т), при послойной укладке 150—200 слоев и торцевой отгрузке материала. Ориентировочная стоимость строительства такого склада 5—7 млн. руб. Однако, как показали исследования для Карагандинского и Криворожского металлургических комбинатов, затраты на усреднение безусловно оправдываются в доменном переделе. Годовой экономический эффект достигает 1,2 млн. руб., а затраты на строительство склада окупаются в течение 5—6 лет.

Для соблюдения установленных допустимых норм колебания содержания железа в товарных рудах необходимо: 1. Разработать технологические инструкции по планированию добычи руд в режиме усреднения и усреднению на складах горных предприятий для всех шахт, карьеров и рудоуправлений. 2. Установить для всех горных предприятий ежеквартальный отчетный (перед МЧМ СССР) показатель, характеризующий качество усреднения руды. 3. Обследовать состояние усреднительных складов на горных предприятиях и ДСФ, обосновать и разработать рекомендации по их реконструкции, обеспечивающей усреднение руды с требуемой точностью. 4. Исследовать и обосновать целесообразность строительства крупных региональных усреднительных складов аглоруд для бассейнов КМА, Кривого Рога, Кузнецкого металлургического комбината.

БАСТАН П. П., ГАЛЬЯНОВ А. В., КЛЮЧКИН Е. И.,
КАБАЕВ А. Л., МУРАТОВ Х. Ш.,
САМСОНОВ Г. А., ШЕСТАКОВ Ю. Г.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СИСТЕМЫ УСРЕДНЕНИЯ РУДЫ В БАКАЛЬСКОМ РУДОУПРАВЛЕНИИ

Железные руды Бакальской группы месторождений разрабатываются тремя рудниками и шахтой «Сидеритовая». Общая производительность рудоуправления по руде составляет 4,4 млн. т, в том числе 3,8 млн. т добывается открытым способом. Годовая добыча сидеритов достигает 3,5 млн. т, а бурых железняков — 0,9 млн. т.

После первичной переработки кусковая руда отправляется потребителям, а рудная мелочь поступает на агломерацию.

Соотношение типов руд в объемах сменной добычи 75:25 при колебаниях от 0 до 60% и среднем значении $\sigma_p = 8\%$. Выход готовой продукции 90—91%, в том числе на долю агломерата приходится 55%. Выход агломерата из аглоруды равен 93—94%.

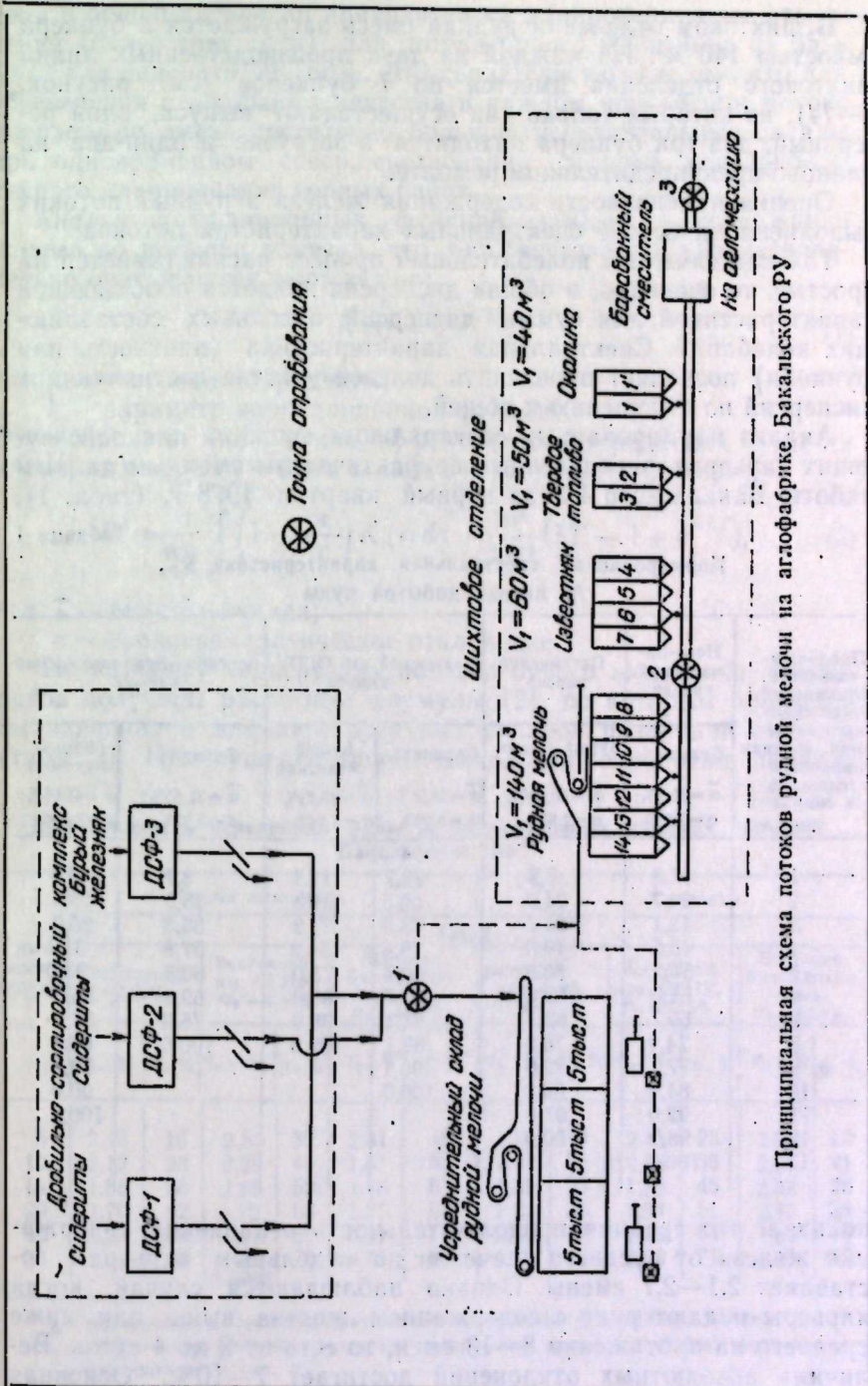
Аглоруда представляет собой смесь рудной мелочи бурых железняков и сидеритов. При среднем выходе рудной мелочи после дробления сидеритов 30% и бурых железняков 83% соотношение этих типов руд в потоке, поступающем на эстакадный склад агломерационного цеха, составляет 53:47 при колебании $\sigma_p = 11\%$.

Особенностью производственной деятельности Бакальского РУ является широкая номенклатура товарной продукции, состоящая из шести наименований, которая потребляется заводами металлургической, ферросплавной, никелевой, химической, огнеупорной и пищевой промышленности. Это в свою очередь накладывает отпечаток на требования к стабильности качества продукции и сырой руды.

Существующая на предприятии схема формирования рудных потоков предусматривает одновременную добычу руды на четырех карьерах. Руда из забоев подается автомобильным транспортом на внутрикарьерные перегрузочные склады, с которых железнодорожными составами емкостью около 300 т направляется на дробильно-сортировочные фабрики. При этом бурый железняк поступает на ДСФ-3, а сидеритовая руда — на ДСФ-1 и 2. После дробления и грохочения рудная мелочь класса —16(12) мм со всех ДСФ объединяется в точке 1 (см. рисунок) и поступает на эстакадный трехсекционный усреднительный склад агломерационного цеха. На ДСФ-3 к рудной мелочи регулярно подшихтовывается аглоруда Михайловского ГОКа с содержанием железа 53—58% в количестве 7% к общему объему. В каждую секцию эстакадного усреднительного склада загружается 5—8 тыс. т руды. Из трех секций одна является резервной, одна находится в стадии формирования, одна — в стадии отгрузки.

Формирование штабелей производится сбрасывающей тележкой в челноковом режиме работы; скорость передвижения тележки 1,8 м/мин. При длине пролета около 26 м на отсыпку одного слоя затрачивается около 15 мин; в штабель таким образом укладывается 45—60 слоев, а время загрузки одного штабеля составляет 12—15 ч.

Отгрузка руды из штабелей производится экскаваторами через стационарный бункер на конвейер подземной галереи. Контроль качества руды, поступающей на склад и в шихтовое отделение, осуществляется почасовым опробованием на химический анализ в точках 1 и 2. Пробы берет механизированный пробоотборник; режим отсечки 20-минутный.



Принципиальная схема потоков рудной мелочи из аглофабрике Бакальского РУ

В шихтовом отделении рудная смесь загружается в бункера емкостью 140 м³. На каждой из двух производственных линий шихтового отделения имеется по 7 бункеров (см. рисунок 8—14), из которых только два осуществляют выпуск, один резервный, два-три бункера находятся в загрузке и один-два на планово-предупредительном ремонте.

Оценка изменчивости содержания железа в рудных потоках выполнена на основе спектральных характеристик потоков.

Так как сложный колебательный процесс раскладывается на простые, то очевидно, и общая дисперсия является обобщающей характеристикой для суммы дисперсий отдельных составляющих колебаний. Спектральная характеристика (плотность для функции) позволяет определить долевое участие составляющих дисперсий по отношению к общей.

Анализ нормированных спектральных функций для действующих карьеров, определенных по фактическим сменным данным работы Бакальского РУ за первый квартал 1978 г. (табл. 1),

Нормированная спектральная характеристика S_F^H ,
% потока добытой руды

Продолжительность отклонений Fe от среднего значения, средняя продолжительность в сменах	Ново-Бакальский карьер	Петлинский карьер	Восточный им. ОГПУ карьер		Восточно-Буландихинский карьер	
	Сидериты	Бурый железняк	Сидериты	Бурый железняк	Сидериты	Бурый железняк
	$\bar{\alpha} = 31,4\%$ $\sigma = 2,03\%$	$\bar{\alpha} = 50,03\%$ $\sigma = 2,87\%$	$\bar{\alpha} = 28,21\%$ $\sigma = 3,09\%$	$\bar{\alpha} = 45,6\%$ $\sigma = 3,94\%$	$\bar{\alpha} = 31,65\%$ $\sigma = 3,22\%$	$\bar{\alpha} = 41,03\%$ $\sigma = 3,88\%$
1	12,8	7,2	22,7	14,1	8,1	9,6
2	24,7	24,0	60,5	21,0	28,5	16,5
3	42,1	33,2	73,2	37,2	55,3	25,0
4	46,5	49,6	79,6	54,8	57,8	31,1
5	57,2	55,8	80,7	75,0	60,5	33,0
6	68,0	59,6	82,7	85,0	69,4	36,0
7	69,7	62,1	84,1	95,0	75,3	38,0
8	74,9	76,0	89,1	100,0	100,0	63,6
9	77,2	82,8	96,1			79,6
10	84,4	89,8	100,0			90,0
11	92,0	97,0				100,0
12	98,0	100,0				
13	100,0					

показал, что средняя продолжительность отклонений содержания железа от среднего значения по отдельным карьерам составляет 2,1—2,7 смены. Однако наблюдаются случаи, когда карьеры подают руду с содержанием железа выше или ниже среднего на протяжении 8—13 смен, то есть от 2 до 4 суток. Величина абсолютных отклонений достигает 7—10%. Основная

доля в общей дисперсии приходится на длиннопериодные отклонения (более трех смен): для потока бурого железняка их 65—80%, для сидерита 40—60%. Это свидетельствует о том, что для обеспечения стабильного качества в каждом конкретном потоке необходимо иметь достаточно большие усреднительные склады при одновременном совершенствовании системы недельно-суточного планирования горных работ.

Анализ корреляционных функций изменения содержания железа во времени показал, что они достаточно удовлетворительно описываются выражением

$$K(\tau) = \sigma^2 e^{-\lambda\tau}, \quad (1)$$

где τ — интервал корреляции;

λ — параметр корреляционной функции.

Это позволило для расчета эффективности усреднения руды на карьерных перегрузочных складах использовать формулу

$$D' = \frac{1}{T} \int_0^T \left(1 - \frac{\tau}{T}\right) K(\tau) d\tau = \frac{2\sigma^2}{\lambda^2 T^2} (\lambda T - 1 + e^{-\lambda T}), \quad (2)$$

где T — емкость склада;

σ — среднее квадратическое отклонение.

По каждому карьере для потоков бурого железняка и сидеритов получены расчетные формулы (2), по которым определены значения σ для перегрузочных складов различной емкости (табл. 2). При существующей технологии отработки запасов

Таблица 2
Эффективность усреднения руды на перегрузочных складах карьеров Бакальского РУ

Емкость склада Т, тыс. т	Бурый железняк						Сидериты					
	Карьер											
	Петлинский, $\sigma = 2,93\%$		Восточный им. ОГПУ, $\sigma_0 = 4,06\%$		Восточно-Буландихинский, $\sigma_0 = 3,97\%$		Ново-Бакальский, $\sigma_0 = 1,72\%$		Восточный им. ОГПУ, $\sigma_0 = 3,16\%$		Восточно-Буландихинский, $\sigma_0 = 3,24\%$	
	$\sigma_T, \%$	$\eta, \%$	$\sigma_T, \%$	$\eta, \%$	$\sigma_T, \%$	$\eta, \%$	$\sigma_T, \%$	$\eta, \%$	$\sigma_T, \%$	$\eta, \%$	$\sigma_T, \%$	$\eta, \%$
5	2,46	16	2,85	30	2,31	42	1,56	9	2,43	23	2,86	12
10	2,12	28	2,29	44	1,67	58	1,43	17	2,02	36	2,57	21
15	1,88	36	1,95	52	1,46	63	1,32	23	1,73	45	2,34	28
20	1,70	42	1,72	58	1,27	68	1,24	28	1,54	51	2,13	34
40	1,28	56	1,25	69	0,91	77	0,99	42	1,13	64	1,67	48
60	1,06	64	1,03	75	0,74	81	0,84	52	0,93	71	1,41	57

σ_0 — максимальное среднее квадратическое отклонение содержания железа;

σ_T — среднее квадратическое отклонение содержания железа в объемах рудных порций, равных Т тыс. т.

усреднение руды на перегрузочных складах карьеров Бакальского РУ может быть эффективно только при достаточно большой их емкости — 60 тыс. т и более ($\eta = 0,6 \div 0,8$). Склады емкостью 5—10 тыс. т не могут обеспечить стабильного качества руды, подаваемой на ДСФ. Коэффициент усреднения η здесь составляет 0,4—0,5.

Невысокий эффект от усреднения руды на складах объясняется тем, что в настоящее время на перегрузочные склады поступает руда из одного, редко из двух, забоев. Поэтому за счет усреднения на перегрузочных складах уменьшается только та часть спектра дисперсии, которая характерна для единичного рудного забоя. В то же время дисперсия средних содержаний железа между отдельными забоями, а именно она в большой степени определяет стабильность потока во времени, не изменяется. Следовательно, для повышения эффективности усреднения на складах необходимо подавать руду из двух-трех различных забоев. В этом случае коэффициент усреднения может достигнуть уровня 0,5—0,7 уже при емкости склада 5 тыс. т.

Известно, что склады выполняют двойную функцию, являясь смесителем и аккумулятором. Установлено, что на Бакальском РУ выдерживается последовательный порядок разгрузки руды из составов в приемный бункер ДСФ. Это означает, что руда любого карьера не смешивается на протяжении всего своего пути до сборочного конвейера усреднительного склада рудной мелочи. Для такой схемы уравнение дисперсии имеет вид:

$$\sigma_{\Phi}^2 = \frac{\sum_1^n Q_i [(\bar{\alpha}_i - \bar{\sigma})^2 + \alpha_i^2]}{\sum_1^n Q_i} \quad (3)$$

где Q — производительность i -го карьера в единицу времени, тыс. т;

$\bar{\alpha}$ — среднее или плановое содержание железа, %;

$\bar{\alpha}_i$ — среднее содержание железа i -го карьера, %;

α_i^2 — дисперсия содержания железа в потоке руды i -го карьера;

σ_{Φ}^2 — дисперсия содержания железа в общем потоке руды, поступающем на фабрику.

Исходя из данных приведенных в табл. 1, выполнены расчеты по формуле (3), раскрывающие структуру дисперсии в потоке руды бурых железняков, поступающих на ДСФ-3, и сидеритов, поступающих на ДСФ-1 и 2. Эти результаты приведены в табл. 3, из которой следует, что в структуре дисперсии бурых железняков половина приходится на постоянную составляющую, которая образована разностью между значениями сред-

него содержания железа на карьерах общим средним значением. В результате этого даже при идеальном усреднении руды на карьерных перегрузочных складах на ДСФ-3 поток придет с

Таблица 3

Структура дисперсии в потоке руды карьер — фабрика

Емкость склада на карьере, тыс. т	Карьер								Общая дисперсия σ_{Φ}^2 , %	Стандарт σ_{Φ} , %
	Петлицкий		Восточный им. ОГПУ		Восточно-Буландихинский		Ново-Бакальский			
	п	с	п	с	п	с	п	с		
Бурые железняки										
0	6,54*	3,96	1,25	5,11	5,65	3,63			26,14	5,1
	25	15	5	19	22	14			52+48	
Существующее положение	6,54	3,91	1,25	3,90	5,65	1,75			23,3	4,8
	28	17	5	17	25	8			58+42	
5	6,54	2,78	1,25	2,52	5,65	1,22			19,97	4,5
	33	14	6	13	28	6			67+33	
10	6,54	2,06	1,25	1,62	5,65	0,64			17,78	4,2
	37	12	7	9	32	4			75+25	
20	6,54	1,33	1,25	0,92	5,65	0,37			16,06	4,0
	41	8	8	6	35	2			84+16	
>200	6,54	—	1,25	—	5,65	—			13,44	3,66
	49		9		42				100	
Сидериты										
0			0,05	1,40	0,14	1,05	0,05	2,24	4,94	2,21
			1	28	3	21	1	46	4+96	
Существующее положение			0,05	0,88	0,14	0,96	0,05	2,07	4,15	2,04
			1	21	3	23	1	50	6+94	
5			0,05	0,83	0,14	0,82	0,05	1,86	3,75	1,94
			1	22	4	22	1	50	6+94	
10			0,05	0,57	0,14	0,67	0,05	1,56	3,04	1,75
			2	18	5	22	2	51	8+92	
20			0,05	0,35	0,14	0,45	0,05	1,17	2,21	1,49
			2	16	7	21	2	53	11+89	
>200			0,05		0,14		0,05	0,24	0,24	0,49
			20		60		20	100		

* Числитель — абсолютные значения дисперсии содержаний железа, %; знаменатель — доля в общей дисперсии содержаний железа, %.
П — постоянная составляющая; С — случайная составляющая.

дисперсией 13,44 ($\sigma=3,66$). Склады емкостью 5—10 и даже 20 тыс. т в существующих условиях лишь в незначительной степени уменьшают долю случайной составляющей.

Для сидеритов, наоборот, основная доля в дисперсии приходится на случайную составляющую и поэтому наличие усреднительных складов при соответствующем способе формирования их обеспечит устойчивость среднего содержания в потоке руды для ДСФ-1 и 2.

При слиянии трех потоков рудной мелочи бурых железняков и сидеритов на сборочном конвейере происходит усреднение руды. Дисперсия содержания железа ($\sigma_{ск}^2$) в объединенном потоке для такой схемы смешивания рассчитывается по формуле

$$\sigma_{ск}^2 = P_b^2 \sigma_{ф.б}^2 + P_c^2 \sigma_{ф.с}^2 + \sigma_p^2 (\bar{\alpha}_b - \bar{\alpha}_c)^2 + \sigma_m^2, \quad (4)$$

где P — доля рудной мелочи сидеритов (индекс с) и бурых железняков (индекс б) в объединенном потоке, доли единицы.

Первое и второе слагаемые представляют собой влияние потока бурых железняков и сидеритов на дисперсию объединенного потока, третье — влияние нарушения соотношения между бурыми и сидеритовыми рудами, четвертое — влияние подшихтовки михайловской аглорудой. Расчеты показывают, что в составе общей дисперсии потока рудной мелочи на долю первого и третьего слагаемых приходится 80—90% (табл. 4). Из этого следует, что комплекс организационно-технических мероприятий, направленных на совершенствование системы усреднения, должен базироваться на конструктивном решении двух вопросов: устранении влияния колеблемости содержаний и объемов переработки бурых железняков. В условиях Бакальского РУ эти вопросы могут быть решены путем реконструкции существующего резервного склада на промплощадке аглофабрики и повышением требовательности к выполнению недельно-суточных графиков добычи руды в карьерах.

Последним звеном в системе усреднения руды карьер — аглофабрика является эстакадный усреднительный склад. Специальными исследованиями, которые включали анализ входящего и выходящего потоков по данным химанализов с интервалом опробования 20 мин, 1 и 2 ч, установлено, что в спектре потока основная доля (75%) приходится на колебание с длительностью, превышающей 8—10 ч, что соответствует объемам переработки более 3—4 тыс. т. Существующий склад обеспечивает коэффициент усреднения 60—70%. При этом погашаются высокочастотные колебания и практически остаются без изменения и длиннопериодные отклонения. Для повышения степени усреднения руды на эстакадном складе необходимо увеличить скорость передвижения сбрасывающей тележки до 9—10 м/мин и

увеличить параметры штабелей, доведя емкость секции до 20 тыс. т. В этом случае дисперсия уменьшится в 8 раз, а σ — в 2,8 раза, достигнув уровня межштабельного усреднения 1,5%. Внутриштабельное усреднение также повысится и обеспечит $\sigma=0,5\%$ в порциях рудной смеси 200—400 т.

Таблица 4

Структура дисперсии объединенного потока рудной мелочи, поступающей на усреднительный склад фабрики

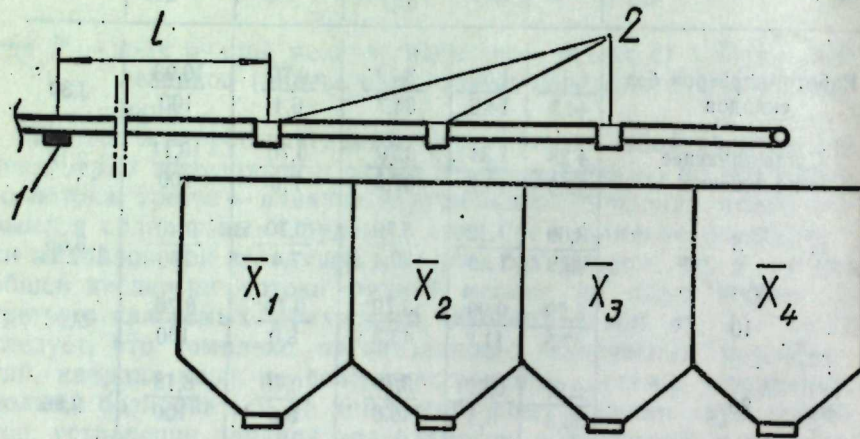
Емкость карьерных складов, тыс. т	Составляющие общей дисперсии				$\sigma_{ф}^2$	$\sigma_{ш}^2 \cdot \%$
	бурые железняки $\sigma_{ф.б}^2$	сидериты $\sigma_{ф.с}^2$	отклонение от планового соотношения бур: сид σ_Q^2	михайловская σ_M^2		
Работа карьеров без складов	4,83*	1,60	3,79	0,70	10,93	3,30
	44,3	14,6	34,7	6,4	100	
Существующее положение	4,28	1,34	3,79	0,70	10,11	3,18
	42,3	13,2	37,5	7,0	100	
5	3,69	1,22	3,79	0,70	9,40	3,06
	39,2	13,0	39,4	7,4	100	
10	3,29	0,99	3,79	0,70	8,76	2,96
	37,5	11,2	43,3	8,0	100	
20	2,97	0,72	3,79	0,70	8,18	2,86
	36,3	8,8	46,3	8,6	100	
Идеальное усреднение на складах	2,48	0,08	3,79	0,70	7,05	2,65
	35,2	1,1	53,8	9,9	100	

* Числитель — абсолютные значения дисперсии содержаний железа. %. Знаменатель — доли в общей дисперсии. %.

Таким образом, результаты исследований показали, что повысить качество стабильности руды в условиях Бакальского РУ можно путем организации усреднения ее на перегрузочных складах карьеров, реконструкции резервного и эстакадного складов аглофабрики.

К ВОПРОСУ ТЕОРЕТИЧЕСКОГО ОБОСНОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ СОРТИРОВКИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

При доставке железной руды на обогатительные фабрики ленточными конвейерами создается возможность ее сортировки по качеству в процессе транспортирования. Сплошное опробование показывает, что в отдельные периоды доставляются руды с различным содержанием полезного компонента. Часты случаи, когда включения пустых пород занимают на конвейере интервалы в десятки и даже сотни метров. При сплошном и непрерывном опробовании руды с помощью магнитометрических датчи-



Технологическая схема рудосортировочной системы:
1 — магнитометрический датчик качества; 2 — устройство для разгрузки конвейерной ленты

ков может быть создана технология сортировки руды, в результате которой в отдельные аккумуляторные емкости будут разгружаться руды различных сортов и пустые породы. В дальнейшем эти руды могут подвергаться или селективному обогащению, или смешиванию путем пропорционального шихтования.

Сортировочная технологическая система состоит из совокупности конвейерных трактов, снабженных специальными сбрасывающими устройствами, позволяющими разгружать руду с конвейерного полотна в различные емкости. Простейшая сортировочная система (см. рисунок): поток руды поступает на сортировочную галерею и, в зависимости от показаний магнитометрического датчика, связанного схемой управления с приводами сбрасывателей, разгружается в соответствующий конкретному сорту бункер. Когда отдельные сорта руд подаются на фабрику в течение длительных интервалов, управление сортировочными

пунктами не представляет особой сложности. В этом случае отдельные сбрасывающие устройства приводятся в действие всего несколько раз за смену.

При высокой изменчивости качественных свойств руды длительность интервалов отдельных сортов на ленте невелика, при этом сбрасывающее устройство в силу инерции не успевает своевременно сбрасывать руду в соответствующий бункер, поэтому возникает необходимость осуществлять сортировку руды не по мгновенным ее характеристикам, а используя интегральные оценки за интервал времени T_i . В результате интегрирования датчик выдает усредненную, сглаженную характеристику качества руды \bar{x}_i .

Для того, чтобы определить оптимальный интервал интегрирования, необходимо знать динамические характеристики качества руды в потоке поступлений: корреляционную функцию показателей $k_x(\tau)$, их спектральную плотность $S(\omega)$, математическое ожидание M_x и дисперсию показателей D_x .

В большинстве случаев корреляционная функция потока показателей в зависимости от его характера и при отсутствии циклической составляющей может быть аппроксимирована экспоненциальной зависимостью

$$k_x(\tau) = D_x e^{-\alpha|\tau|}, \quad (1)$$

где α — коэффициент погашения корреляционной функции;
 τ — интервал корреляции,
а спектральная плотность

$$S(\omega) = \frac{D_x}{\pi} \cdot \frac{\alpha}{\alpha^2 + \omega^2}. \quad (2)$$

При наличии циклической составляющей

$$k_x(\tau) = D_x e^{-\alpha|\tau|} \cos \beta\tau; \quad (3)$$

$$S(\omega) = \frac{D_x}{2\pi} \left[\frac{\alpha}{(\omega - \beta)^2 + \alpha^2} + \frac{\alpha}{(\omega + \beta)^2 + \alpha^2} \right], \quad (4)$$

где ω — частота колебаний.

При более сложных зависимостях спектральные характеристики могут определяться с помощью разложения динамического ряда в ряд Фурье.

Прежде, чем говорить о выборе интервала интегрирования, необходимо уточнить цель сортировки руд.

1. Если сортировка руд производится с целью выделения богатых доменных или мартеновских руд, не требующих обогащения, а также пустых пород, интервал интегрирования выбирается из условия оптимизации работы сбрасывающих устройств. В этом случае желательно, чтобы время запаздывания срабаты-

вания сбрасывателя было минимальным. При этом, независимо от вида корреляционной функции потока руды на конвейере, интервал интегрирования должен соответствовать интервалу времени перехода сбрасывающего устройства в состояние сбрасывания

$$T_i \geq t_p$$

где t_p — время установки сбрасывателя в рабочее состояние. Желательно, с целью максимального выделения объемов богатых руд или пустых пород, чтобы руда, поступающая из различных забоев, не смешивалась в приемном бункере, а входной поток был сформирован таким образом, чтобы периоды отклонений были максимальными, т. е. коэффициент погашения корреляционной функции α был мал.

2. Если сортировка руд производится с целью разделения общего потока руды на несколько сортов, в этом случае на выбор интервала интегрирования большое влияние оказывает вид корреляционной функции качества руды в потоке. При интегрировании показателей качества за период T_i прибор выдает усредненную характеристику качества руды в потоке за это время, следовательно, колебания качества, обусловленные отклонениями с периодом $\leq T_i$ в этом интервале будут погашены, а дисперсия, полученная по интегральным характеристикам, уменьшится и составит

$$D_{T_i} = \frac{2D_x}{\pi} \operatorname{arctg} \frac{2\pi}{\alpha T_i} \quad (5)$$

Потеря дисперсии при этом составит

$$\Delta D_x = D_x \left(1 - \frac{2}{\pi} \operatorname{arctg} \frac{2\pi}{\alpha T_i} \right) \quad (6)$$

Задаваясь величиной ΔD_x , можно определить необходимый интервал интегрирования

$$T_i = \frac{2\pi}{\alpha \operatorname{tg} \left[\frac{\pi}{2} \left(1 - \frac{\Delta D_x}{D_x} \right) \right]} \quad (7)$$

Отношение $\frac{\Delta D_x}{D_x} = P$ характеризует долю руды, попадающей при интегрировании из одного сорта в другой, или пересортицу. Поэтому при заданной допустимой величине P % интервал интегрирования определится из выражения (7), представленного в виде

$$T_i = \frac{2\pi}{\alpha \operatorname{tg} \left[\frac{\pi}{2} \left(1 - \frac{P}{100} \right) \right]} \quad (8)$$

Из формулы (8) следует, что при закономерном характере изменения качества руды в потоке (α — малая величина) интервал интегрирования может быть достаточно большим, при этом необходимо помнить, что интервал интегрирования выражается в единицах времени или объема, соответствующих представительности проб, по которым определялось значение коэффициента погашения корреляционной функции в потоке руды.

Пример: α определялось по часовым пробам и его значение равно 0,8, тогда при $P=10\%$, $T_i=1,25$ ч. Количество срабатываний конвейерного сбрасывателя за смену T_c определится по формуле

$$n_p = \frac{T_c}{T_i} \quad (9)$$

При закономерном характере изменения показателей качества количество срабатываний конвейерных сбрасывателей невелико. Допустимое значение P характеризует количество богатых и бедных руд, усредненных при интегрировании и направленных в средний сорт руды.

Пересортица возникает, кроме того, в интервале времени, в течение которого конвейерный сбрасыватель подготавливается к сбрасыванию руды. Если время от момента включения сбрасывателя до начала сбрасывания t_p , то в течение этого периода руда будет поступать в несоответствующий данному сорту бункер. При производительности конвейера q_k , количество руды, попадающее в бункер предыдущего сорта, равно

$$Q_n = t_p q_k \quad (10)$$

При n_p срабатываний сбрасывателя

$$Q_n = \frac{t_p}{T_i} q_k T_c \quad (11)$$

или в % сменного объема

$$Q_n' = \frac{t_p}{T_i} 100\%.$$

Задаваясь допустимым значением Q_n' , определяем необходимое время подготовки сбрасывателя к работе

$$t_p = \frac{T_i Q_n'}{100} \quad (12)$$

или

$$t_p = \frac{\pi Q_n'}{50\alpha \operatorname{tg} \frac{\pi}{2} \left(1 - \frac{P}{100} \right)} \quad (13)$$

Из табл. 1 следует, что при малых P значение t_p не может быть реализовано в любых системах сбрасывателей, если $\alpha < 0,1$. Приведенные выше формулы показывают, что быстродействующие сбрасыватели необходимы только в том случае, если целью сортировки является исключение из потока богатых руд или включений пустых пород.

Таблица 1
Значения t_p для различных α и P

$P, \%$	Время подготовки сбрасывателя к работе* при					
	$\alpha=0,01$	$\alpha=0,1$	$\alpha=0,5$	$\alpha=1,0$	$\alpha=2,0$	$\alpha=4,0$
2	0,40	0,04	0,008	0,004	0,002	0,001
5	2,50	0,25	0,050	0,025	0,012	0,006
7	4,89	0,49	0,098	0,049	0,025	0,012
10	10,01	1,00	0,200	0,100	0,050	0,025
15	22,68	2,27	0,454	0,227	0,113	0,057

* t_p выражено в единицах времени или объема, по которым определялось значение α .

При больших значениях P интервал интегрирования (табл. 2) обеспечивает применение даже таких медленно сбрасывающих сбрасывателей, как стандартная сбрасывающая тележка.

Таблица 2
Интервалы интегрирования T_i для различных значений α и P

α	Интервалы интегрирования при				
	$P=1$	$P=2$	$P=5$	$P=7$	$P=10$
0,01	13,10	19,40	50,90	69,90	101,90
0,10	1,31	1,94	5,09	6,99	10,19
0,20	0,65	0,97	2,56	3,49	5,09
0,50	0,26	0,38	1,02	1,40	2,04
1,00	0,13	0,19	0,51	0,70	1,02
2,00	0,07	0,10	0,25	0,35	0,51
5,00	0,03	0,04	0,10	0,14	0,20

Рассчитанный временной интервал интегрирования позволит правильно определить место расположения датчика на конвейере.

$$l = T_i v_k,$$

где v_k — скорость движения конвейерной ленты, м/сек.
Если интервал интегрирования велик, т. е. расстояние от возможного места расположения датчика до первого сбрасываю-

щего устройства $\ll T_i v_k$, при разделении руд по сортам удобно перед сортовыми бункерами устанавливать двухсекционный бункер-накопитель, вместимость каждой секции которого

$$Q_0 = T_i q_k.$$

При этом датчик устанавливается на конвейере, подающем руду в секцию бункера-накопителя, и по интегральному среднему автоматический направляет эту руду в тот или иной сортовой бункер, одновременно переключая подачу руды во вторую секцию бункера-накопителя.

ЛИТЕРАТУРА

1. Бастан П. П., Ключкин Е. И., Азбель Е. И. Теоретические основы усреднения руд. Известия вузов, Горный журнал, 1977, № 11, с. 34—42.
2. А. с. 575587. Климов В. В., Молчанов О. Н., Хейсон А. П. Устройство для магнитного экспресс-анализа. — Открытия, изобретения, пром. образцы, тов. знаки, 1977, № 37, с. 131.
3. Свешников А. А. Прикладные методы теории случайных функций. М., Наука, 1968. 464 с.

ЩЕЛКАНОВ В. А., УСТЬЯНЦЕВ А. И., КАЗАКОВА В. Л.,
КОБЫЛЬНИКОВА Н. К., АЛЕНИЧЕВ В. М.

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ И ЗАДАЧИ КУСТОВОГО ВЫЧИСЛИТЕЛЬНОГО ЦЕНТРА

Руководством для оценки эффективности применения ЭВМ и, следовательно, кустовых вычислительных центров (КВЦ) служит «Методика определения экономической эффективности автоматизированных систем управления предприятиями и производственными объединениями» [1]. Однако в данной методике не отражены специфика горнодобывающей промышленности и особенности функционирования КВЦ как средства коллективного пользования, предназначенного для решения разного типа задач (научных, проектных, производственных и управленческих). Экономическая эффективность такого вычислительного центра должна рассчитываться исходя из эффективности, полученной каждым пользователем.

Экономическая оценка эффективности решения каждого типа задач имеет свои особенности.

Источником эффективности применения ЭВМ в научных исследованиях является сокращение сроков их выполнения вследствие механизации счетно-вычислительных работ, моделирова-

ния режимов работы новой техники, технологических процессов. Ускоренное завершение исследований дает возможность раньше приступить к внедрению результатов НИР в производство, тем самым значительно уменьшается время цикла исследование — проектирование — внедрение.

Использование ЭВМ при решении научных и проектных задач оптимизационного характера (определение направлений развития горных работ, расчет производственной мощности карьера, выбор вида карьерного транспорта и т. п.) позволяет просмотреть большое количество вариантов и выбрать тот из них, который обеспечивает наилучшие технико-экономические показатели. В большинстве случаев решаемые на ЭВМ задачи являются элементом соответствующей системы задач (проекта). Поэтому при расчете экономической эффективности от решения таких задач необходимо вводить показатель значимости задачи в конечных результатах, полученных от проекта в целом, а также учитывать степень улучшения технико-экономических показателей (коэффициент оптимальности) [2].

Экономические результаты решения производственных задач находят отражение в показателях производственно-хозяйственной деятельности предприятия, в частности, в увеличении выпуска продукции. При расчете экономической эффективности задач, решаемых для отдельных подразделений предприятия, увеличение объема выпуска должно приниматься во внимание только в тех случаях, когда прирост объема в данном технологическом звене не будет сдерживаться предыдущими и последующими звеньями. Если же смежные звенья не обеспечивают роста объемов производства или их возможности не известны, то источником эффективности могут быть рост производительности труда, снижение уровня запасов материальных ресурсов и производственных издержек. Это положение существенно в горнорудном производстве, для которого характерна тесная взаимозависимость всех технологических подразделений предприятия.

Экономическая эффективность от решения управленческих задач в НИИ и на предприятиях получается вследствие уменьшения времени выполнения учетно-расчетных операций и сокращения численности аппарата управления.

Коллективная форма использования вычислительной техники приводит к снижению удельных капитальных вложений и текущих затрат на эксплуатацию за счет большей и равномерной загрузки ЭВМ. Сокращение расходов на содержание КВЦ по сравнению с индивидуальными вычислительными центрами в каждой организации достигает 25—30% [3].

Для правильной экономической оценки целесообразности создания КВЦ наряду с учетом методических особенностей необходима определенная система подбора и подготовки соответствующей информации, строгая последовательность выполне-

ния расчетов. Эти работы целесообразно выполнять в следующем порядке: 1. Определение перечня конечных производственных показателей, изменяющихся в результате решения задач. 2. Выявление составляющих экономической эффективности, получаемой после внедрения результатов решения задачи. 3. Установление конкретных ресурсов, требующихся при внедрении задачи. 4. Определение источников получения исходной информации, используемой в расчетах. 5. Расчет возможности изменений первичных данных, используемых при определении экономической эффективности. 6. Расчет конечных технико-экономических показателей.

Изменяющимися показателями в оптимизационных задачах могут быть объем производства (руды, вскрыши, горной массы, концентрата и др.), режимы работы горно-обогатительного оборудования, потребность в ресурсах и текущие затраты. Составляющими экономической эффективности являются увеличение времени основной работы трудящихся и машин, интенсификация производства, сокращение непроизводительных работ. Решение задач должно обеспечить оптимизацию запасов и расходования отдельных видов ресурсов (материальных, энергетических, трудовых, финансовых). Для каждого вида ресурсов учитывается изменение потребности в анализируемом и смежных подразделениях.

В зависимости от степени научной и проектной проработки отдельных задач в качестве исходных данных для расчета их экономической эффективности используются: укрупненные нормативы времени ручного и машинного счета, результаты научных исследований институтов, аналоги в других отраслях, данные по родственным задачам и другие методические документы, материалы первичного учета, оперативной и статистической отчетности предприятий.

С учетом высказанных положений об определении экономической эффективности создания КВЦ выявлена экономическая целесообразность создания кустового вычислительного центра в г. Свердловске, который согласно проекту должен обслуживать горнорудные предприятия и аппарат управления производственного объединения Уралруда, научно-исследовательский и проектный институты (Институт горного дела МЧМ СССР, Уралгипроруда). На первом этапе функционирования КВЦ предполагается решение свыше 250 различных задач из 8 подсистем, в том числе «Технико-экономическое планирование и прогнозирование», «Планирование производства на горнодобывающих предприятиях ПО «Уралруда». Расчеты показали, что решение данных задач позволит получить экономический эффект как на горнорудных предприятиях, так и в институтах. Капитальные вложения для кустового вычислительного центра окупятся менее чем за два года, и расчетный коэффициент эф-

фактивности будет выше нормативного. Организация же вычислительных центров в каждой из упомянутых организаций приведет к значительному увеличению капитальных и эксплуатационных затрат и соответствующему снижению коэффициента эффективности. Таким образом, создание кустового вычислительного центра экономически целесообразно.

ЛИТЕРАТУРА

1. Методика определения экономической эффективности автоматизированных систем управления предприятиями и производственными объединениями. М., Статистика, 1976. 48 с.

2. Экономико-математическое моделирование и проектирование карьеров./Хохряков В. С., Саканцев Г. Г., Яшкин А. З. и др. М., Недра, 1977, 220 с.

3. Певцов В. П., Игнатъев В. Ф., Ковалев Г. В. Некоторые вопросы экономической эффективности организации вычислительных систем коллективного пользования. — В сб.: Организационные системы управления. М., Моск. ДНТП. 1974, с. 21—28.

КОМАРОВ В. В.

К ВОПРОСУ О РАСЧЕТЕ ОБЪЕМНОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ОТКОСОВ В СКАЛЬНЫХ ТРЕЩИНОВАТЫХ ПОРОДАХ

Ранее* была показана необходимость и дано развернутое аналитическое решение объемной (трехмерной) задачи об устойчивости откосов, подсеченных диагональными трещинами, для случая, когда берма (верхняя площадка откоса) горизонтальна; дан также вывод основной формулы для определения коэффициента устойчивости скального клина, которая справедлива и в случае, если берма негоризонтальна.

$$n = \frac{\operatorname{ctg} \varepsilon (\cos \omega_k \operatorname{tg} \varphi'_i + \cos \omega_i \operatorname{tg} \varphi'_k)}{\sin \omega} + \frac{c'_i s_i + c'_k s_k}{G \sin \varepsilon}, \quad (1)$$

где G — вес скального клина;

c'_i, φ'_i — сцепление и угол трения в опорной плоскости E_i ;

c'_k, φ'_k — сцепление и угол трения в опорной плоскости E_k ;

s_i, s_k — площади опорных плоскостей E_i и E_k ;

n — коэффициент устойчивости скального клина;

* Комаров В. В. Решение объемной (трехмерной) задачи об устойчивости откосов в скальных трещиноватых породах. — Труды ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1978, вып. 57, с. 44—53.

ω_i, ω_k — двугранные углы между вертикальной плоскостью по оси x и опорными плоскостями E_i и E_k , соответственно;
 ω — двугранный угол между опорными плоскостями E_i и E_k ($\omega = \omega_i + \omega_k$).

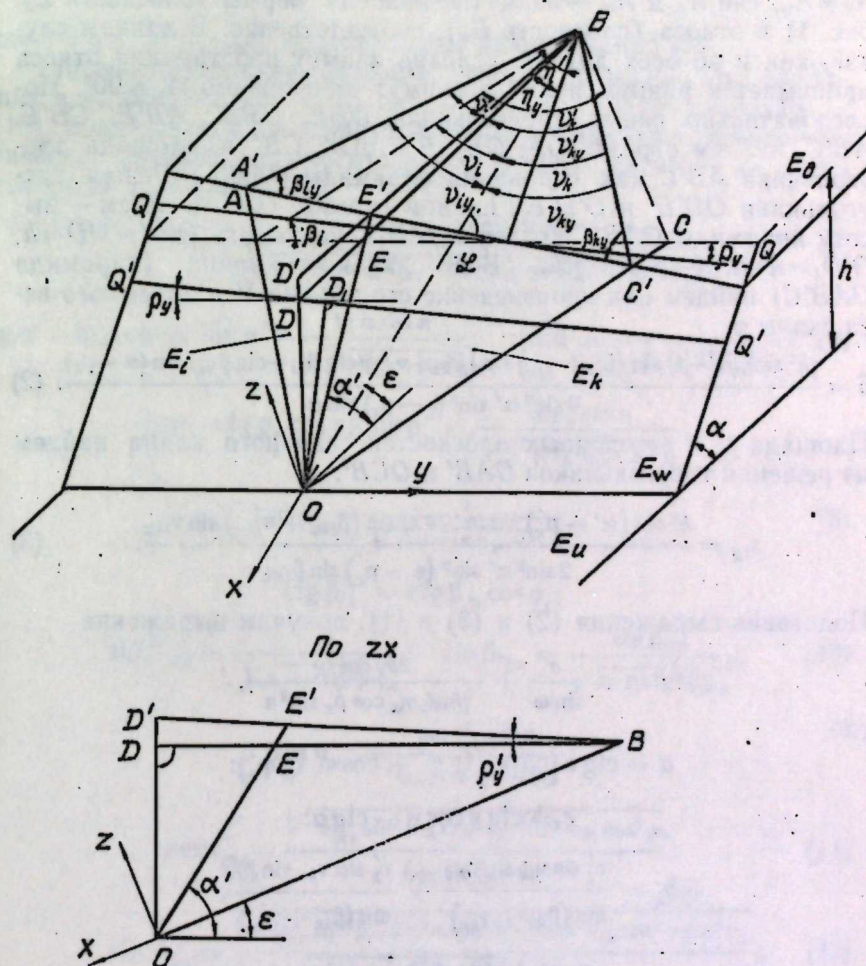


Рис. 1. Схема к решению задачи об устойчивости скальных откосов, подсеченных диагональными трещинами, для случая, когда берма имеет поперечный уклон в сторону выработанного пространства

Остальные условные обозначения даны на рис. 1, причем здесь и далее индекс $i=1, 2, 3, \dots, n$, индекс $k=i+1, i+2, i+3, \dots, n+1$.

Цель данной работы — дать развернутое аналитическое решение объемной задачи об устойчивости скальных откосов для

случая, когда берма негоризонтальна. Задача решается аналогично и при тех же допущениях, что в упомянутой работе.

Рассмотрим случай, когда берма имеет поперечный уклон в сторону выработанного пространства, то есть когда $\rho > 0$, $A_g = A_w$, где A_g и A_w — азимуты падения бермы (плоскость E_g , рис. 1) и откоса (плоскость E_w), соответственно. В данном случае, как и во всех других, условно азимут простирания откоса принимается равным нулю, а азимут падения его $A_w = 90^\circ$. Последовательно решая треугольники ODE , OBE' , $AB'E$, $CB'E$, $AB'C$, найдем отрезки OE , OB' , $B'E$, AB' , CB' и площадь треугольника $AB'C$ как основания пирамиды $OAB'C$. Решая треугольники $OD'E'$ и $O'D_1E'$, найдем отрезок $O'E'$, а затем — высоту пирамиды $OAB'C$ (отрезок $O'D_1$), учитывая, $O'D' = OD = h$; $O'D_1 = h \sin(\alpha - \rho_x) \operatorname{cosec} \alpha$. Вес скального клина (пирамида $OAB'C$) найдем как произведение его объема V и объемного веса скалы γ .

$$G = \frac{\gamma h^3 \sin^2(\alpha' - \varepsilon) \sin(\beta_{lx} + \nu'_{lx}) \sin(\beta_{kx} + \nu'_{kx}) (\operatorname{ctg} \beta_{lx} + \operatorname{ctg} \beta_{kx}) \sin(\alpha - \rho_x)}{6 \sin^2 \alpha' \sin^2(\varepsilon - \rho_x) \sin \alpha} \quad (2)$$

Площади s_l и s_k опорных плоскостей скального клина найдем из решения треугольников OAB' и OCB' .

$$s_{lk} = \frac{h^2 \sin(\alpha' - \rho'_x) \sin(\alpha' - \varepsilon) \sin(\beta_{lx} + \nu'_{lx}) \sin \nu_{lkx}}{2 \sin^2 \alpha' \sin^2(\varepsilon - \rho'_x) \sin \beta_{lx}} \quad (3)$$

Подставив выражения (2) и (3) в (1), получим выражение

$$n = \frac{a}{\sin \omega} + \frac{3b_x \cos \eta}{\gamma h d_x m_x \cos \rho_x \sin^2 \varepsilon},$$

где

$$a = \operatorname{ctg} \varepsilon (\cos \omega_h \operatorname{tg} \varphi'_l + \cos \omega_l \operatorname{tg} \varphi'_k);$$

$$c = \operatorname{ctg} \varepsilon \cos \eta - \operatorname{ctg} \alpha;$$

$$b_x = \frac{c'_l \sin \nu_{lx} \sin \beta_{kx}}{\sin(\beta_{kx} + \nu'_{kx})} + \frac{c'_k \sin \nu_{kx} \sin \beta_{lx}}{\sin(\beta_{lx} + \nu'_{lx})};$$

$$m_x = \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \rho_x \cos^2 \eta};$$

$$d_x = \sin(\beta_{lx} + \beta_{kx}).$$

Решая выражение (4) относительно h и a , найдем

$$\left. \begin{aligned} h &= \frac{3b_x \sin \omega \cos \eta n^{-1}}{\gamma d_x m_x \sin^2 \varepsilon \cos \rho_x (\sin \omega - an^{-1})}; \\ \operatorname{ctg} \alpha &= \operatorname{ctg} \varepsilon \cos \eta - \frac{3b_x \sin \omega \cos \eta n^{-1}}{\gamma h d_x \sin^2 \varepsilon \cos \rho_x (\sin \omega - an^{-1})} \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

Из решения треугольников $AB'E'$ или $CB'E'$ найдем ширину (наклонную) бермы безопасности ($\Delta = B'E'$, рис. 1):

$$\Delta = \frac{h (\operatorname{ctg} \varepsilon \cos \eta - \operatorname{ctg} \alpha) \sin(\beta_{lkx} + \nu'_{lkx}) \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \rho_x \cos^2 \eta}}{(1 - \operatorname{ctg} \operatorname{ctg} \rho_x \cos \eta) \cos \eta} \quad (6)$$

где h и α — величины, определяемые из выражений (5).

Тригонометрические функции углов ε , η , ω_{lh} , ω , ν_{lh} , входящие в выражения (2) — (6), определяются по формулам (10) — (15), приведенным в упомянутой работе; остальные тригонометрические функции вспомогательных угловых параметров определяются из соотношений

$$\sin \nu'_{lk} = \frac{\operatorname{ctg} \delta_{lk} \sin(\beta_l + \beta_k)}{\sqrt{\operatorname{ctg}^2 \delta_{lk} + \operatorname{ctg}^2 \delta_{kl} - 2 \operatorname{ctg} \delta_{lk} \operatorname{ctg} \delta_{kl} \cos(\beta_l + \beta_k)}}; \quad (7)$$

$$\operatorname{tg} \alpha' = \operatorname{tg} \alpha \cos \eta; \quad \sin \alpha' = \frac{\operatorname{tg} \alpha \cos \eta}{\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \alpha \cos^2 \eta}}; \quad \cos \alpha' = \frac{1}{\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \alpha \cos^2 \eta}}; \quad (8)$$

$$\operatorname{tg} \rho'_x = \operatorname{tg} \rho_x \cos \eta; \quad \sin \rho'_x = \frac{\operatorname{tg} \rho_x \cos \eta}{\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \rho_x \cos^2 \eta}};$$

$$\cos \rho'_x = \frac{1}{\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \rho_x \cos^2 \eta}}; \quad (9)$$

$$\operatorname{ctg} \beta_{lkx} = \operatorname{ctg} \beta_{lk} \cos \rho_x;$$

$$\sin \beta_{lkx} = \frac{1}{\sqrt{1 + \operatorname{ctg}^2 \beta_{lkx}}}; \quad \cos \beta_{lkx} = \frac{\operatorname{ctg} \beta_{lkx}}{\sqrt{1 + \operatorname{ctg}^2 \beta_{lkx}}}; \quad (10)$$

$$\sin \nu'_{lkx} = \frac{\sin \nu'_{lk} \cos \rho_x}{l_{lkx} \cos \eta \sin \beta_{lk}};$$

$$\cos \nu'_{lkx} = \frac{\sqrt{l_{lkx}^2 \sin^2 \beta_{lk} \cos^2 \eta - \sin^2 \nu'_{lk} \cos^2 \rho_x}}{l_{lkx} \sin \beta_{lk} \cos \eta}; \quad (11)$$

$$\sin \nu_{lkx} = \frac{\sqrt{l_{lkx}^2 \sin^2 \beta_{lk} \sin^2 \varepsilon \cos^2 \eta + \sin^2 \nu'_{lk} \cos^2 \varepsilon \cos^2 \rho_x}}{l_{lkx} \sin \beta_{lk} \cos \eta}; \quad (12)$$

где

$$l_{lkx} = \sqrt{(1 + \operatorname{ctg}^2 \beta_{lk} \cos^2 \rho_x) (1 + \operatorname{tg}^2 \eta \cos^2 \rho_x)}.$$

Если берма (плоскость E_g , рис. 2) имеет продольный уклон, возможны два характерных случая: а) $\rho > 0$; $A_g = A_w = 90^\circ$; $A_g < A_e > 90^\circ$; ($\rho > 0$; $A_g = A_w + 90^\circ$; $A_g < A_e < 90^\circ$); б) $\rho > 0$; $A_g = A_w + 90^\circ$; $A_g < A_e > 90^\circ$; ($\rho > 0$; $A_g = A_w - 90^\circ$; $A_g < A_e < 90^\circ$). В обоих случаях порядок решения задачи одинаков. Обратимся

к рис. 2, заметив предварительно, что линия QQ наклонена к горизонту под углом ρ_y и находится в вертикальной плоскости, проходящей через верхнюю бровку откоса в случае $\rho=0$, а линии $Q'Q'$ и QQ параллельны. Последовательно решая треугольники ODB ; OBE' ; $A'BE'$; $C'BE'$ и $A'BC'$, найдем отрезки OB , BE' , $A'B$, $C'B$ и площадь треугольника $A'BC'$ как основа-

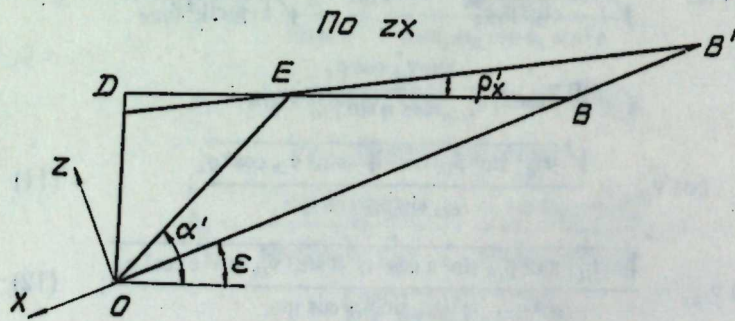
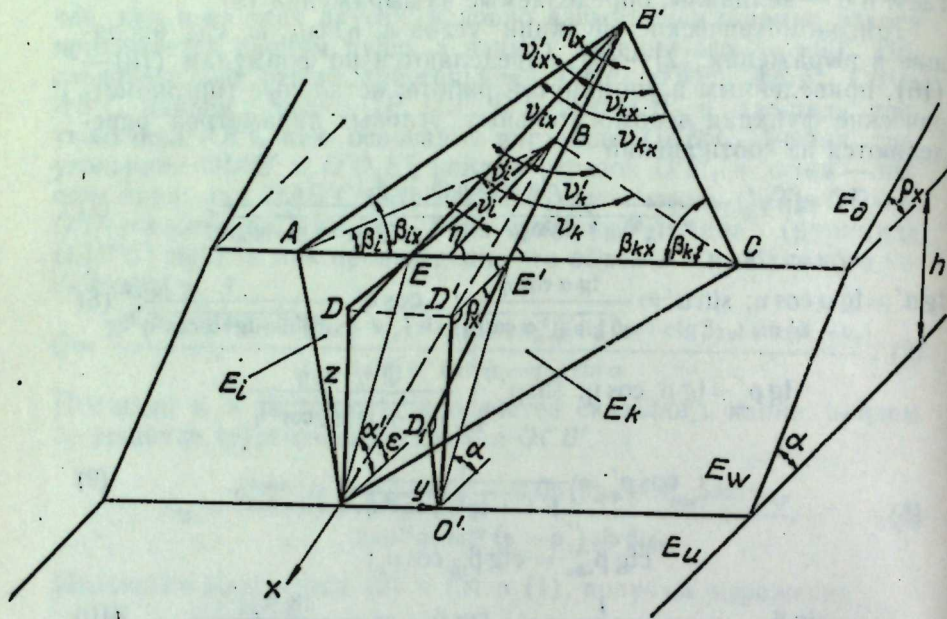


Рис. 2. Схема к решению задачи об устойчивости скальных откосов, подсе-
ченных диагональными трещинами, для случая, когда берма имеет продоль-
ный уклон

ния пирамиды $QA'BC'$, а из решения треугольника ODD_1 —
высоту пирамиды (отрезок OD_1), учитывая, что $OD=h$ (см.
рис. 2): $OD_1=h \cos \rho_y$. Вес G скального клина (пирамида

$OA'BC'$) найдем как произведение его объема V и объемного
веса скалы γ .

$$G = \frac{\gamma h^3 \sin^2(\alpha' - \epsilon) \sin(\beta_{iy} + v'_{iy}) \sin(\beta_{ky} + v'_{ky}) (\text{ctg } \beta_{iy} + \text{ctg } \beta_{ky}) \cos \rho_y}{6 \sin^2 \epsilon \sin^2(\alpha' \pm \rho'_y)} \quad (13)$$

Из решения треугольников $OA'B$ и $OC'B$ найдем площади s_i и s_k
опорных плоскостей скального клина.

$$s_{ik} = \frac{h^2 \sin(\alpha' - \epsilon) \sin(\beta_{iky} + v'_{iky}) \sin v_{iky}}{2 \sin^2 \epsilon \sin(\alpha' \pm \rho'_y) \sin \beta_{iky}} \quad (14)$$

Подставив выражения (13) и (14) в (1), получим выражение

$$n = \frac{a}{\sin \omega} + \frac{3rb_y}{\gamma h c_d m_y \sin^2 \epsilon \cos \rho_y},$$

где

$$r = \cos \eta \pm \sin \eta \text{ctg } \alpha \text{tg } \rho_y;$$

$$m_y = \sqrt{1 + \text{tg}^2 \rho_y \sin^2 \eta};$$

$$d_y = \sin(\beta_{iy} + \beta_{ky});$$

$$b_y = \frac{c'_i \sin v_{iy} \sin \beta_{ky}}{\sin(\beta_{ky} + v'_{ky})} + \frac{c'_k \sin v_{ky} \sin \beta_{iy}}{\sin(\beta_{iy} + v'_{iy})};$$

a, c — то же, что в выражении (4).

Решая выражение (15) относительно h , получим

$$h = \frac{3rb_y \sin \omega n^{-1}}{\gamma c_d m_y \sin^2 \epsilon \cos \rho_y (\sin \omega - a n^{-1})} \quad (16)$$

Решение выражения (16) относительно a дает очень громоздкое
выражение. Поэтому угол α проще определять при решении чис-
ленных примеров методом приближения по формуле (16); ши-
рину (наклонную) бермы безопасности ($\Delta = BL'$, рис. 2) найдем
из решения треугольников $A'BL'$ и $C'BL'$.

$$\Delta = \frac{h (\text{ctg } \epsilon \cos \eta - \text{ctg } \alpha) \sin(\beta_{iky} + v'_{iky}) \sqrt{1 + \text{tg}^2 \rho_y \sin^2 \eta}}{\cos \eta \pm \text{ctg } \alpha \sin \eta \text{tg } \rho_y} \quad (17)$$

где, в случае решения численных примеров, h и a — величины,
определяемые из выражения (16).

В выражениях (13)—(17) встречается двойной знак \pm .
Плюс соответствует первому условию решения задачи, минус —
второму. Тригонометрические функции углов $\epsilon, \eta, \omega_{ik}, \omega, v_{ik}, v'_{ik}$
 α' , входящие в выражения (13)—(17), определяются по форму-

лам (10) — (15), приведенным в упомянутой работе, и по формулам (7), (8) данной работы; остальные тригонометрические функции вспомогательных угловых параметров определяются из соотношений

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} \rho'_y &= \operatorname{tg} \rho_y \sin \eta; \quad \sin \rho'_y = \frac{\operatorname{tg} \rho_y \sin \eta}{\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \rho_y \sin^2 \eta}}; \\ \cos \rho'_y &= \frac{1}{\sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 \rho_y \sin^2 \eta}}; \end{aligned} \quad (18)$$

$$\sin v'_{iky} = \sin v'_{ik} \cos \rho_y l_{iky}^{-1}; \quad \cos v'_{iky} = \sqrt{l_{iky}^2 - \sin^2 v'_{ik} \cos^2 \rho_y} l_{iky}^{-1}; \quad (19)$$

$$\sin v_{iky} = \sqrt{l_{iky}^2 \sin^2 \varepsilon + \cos^2 \varepsilon \sin^2 v'_{ik} \cos^2 \rho_y} l_{iky}^{-1}; \quad (20)$$

$$\left. \begin{aligned} \cos \beta_{iky} &= \sqrt{1 - \sin^2 \beta_{iky}}; \quad \operatorname{ctg} \beta_{iky} = \frac{\sqrt{1 - \sin^2 \beta_{iky}}}{\sin \beta_{iky}} \\ \sin \beta_{iky} &= \\ &= \frac{l_{iky} \sin \eta \sqrt{l_{iky}^2 - \sin^2 v'_{ik} \cos^2 \rho_y} + \cos \eta \sin v'_{ik} \cos^2 \rho_y}{l_{iky} \operatorname{ctg} \beta_{ik} (\sin^2 \eta + \cos^2 \eta \cos \rho_y) \sqrt{\sin^2 \alpha + \operatorname{tg}^2 \rho_y}} \end{aligned} \right\} \quad (21)$$

где

$$\begin{aligned} l_{iky} &= \sqrt{(\cos^2 \beta_{ik} + \sin^2 \beta_{ik} \cos^2 \rho_y) (\sin^2 \eta + \cos^2 \eta \cos^2 \rho_y)}; \\ t_{iky} &= \sin \alpha + \operatorname{ctg} \beta_{ik} \operatorname{tg} \rho_y \cos \alpha. \end{aligned}$$

Полученное аналитическое решение задачи выгодно отличается от решения, данного в виде (1), тем, что при решении численных примеров по расчету объемной устойчивости и определению параметров устойчивых откосов не требуется выполнять вспомогательных графических и вычислительных операций при подготовке исходной информации, вводимой в расчет; а также тем, что может быть реализовано на ЭВМ.

ФРОЛОВ А. В., ВОРОШИЛОВА Н. А.

ОЦЕНКА ТОЧНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГРУНТОВ

При определении физических свойств грунтов лабораторными методами, а также при статистической обработке результатов исследований в ряде случаев возникает необходимость: оценить

точность определения исследуемых показателей; установить интервал распространения случайных ошибок; определить необходимость дальнейшей математической обработки результатов исследований; сделать оценку точности методов лабораторных исследований; выбрать метод лабораторных исследований, обеспечивающий заданную точность определения исследуемых показателей; разработать специальную методику лабораторных исследований, снижающую ошибку определения исследуемых показателей.

Ошибки, возникающие в процессе лабораторных исследований, можно разделить на систематические и случайные. Случайные ошибки, в свою очередь, делятся на ошибки, связанные с неоднородностью грунтовой массы (неравномерность по распределению гранулометрического, минерального состава и влаги), и ошибки, связанные с непосредственными измерениями.

Систематические ошибки, возникающие при определении исследуемых показателей, можно учесть путем анализа результатов исследований и ввода соответствующей поправки.

Случайные ошибки, связанные с неоднородностью грунтовой массы, математическими методами учесть невозможно, их влияние можно снизить только путем увеличения количества определений.

Случайные ошибки, связанные с измерениями и функциональными зависимостями непосредственно измеренных величин, можно оценить, с помощью теории случайных погрешностей, изучив главные свойства случайных ошибок и на их основе сформулировав закон накопления ошибок, который позволяет определить погрешность функции, когда известны ошибки непосредственно измеренных величин; определять степень влияния ошибок отдельных измерений на погрешность функции; по заданной погрешности определения функции находить допустимые погрешности определения непосредственно измеряемых величин.

Введем следующие обозначения:

- $l_1, l_2, l_3, \dots, l_n$ — результаты непосредственных измерений определяемой величины;
- n — число измерений;
- X — истинное значение определяемой величины;
- x — наиболее вероятное значение определяемой величины (среднее арифметическое значение);
- δ_i — истинная случайная ошибка отдельного измерения;
- ε_i — наиболее вероятная случайная ошибка отдельного измерения;
- m — средняя квадратическая ошибка отдельного измерения;
- μ — средняя квадратическая ошибка арифметического среднего.

В соответствии с теорией случайных погрешностей

$$x = \frac{l_1 + l_2 + \dots + l_n}{n} = \frac{[l]}{n}; \quad (1)$$

$$\delta_l = l_i - X; \quad (2)$$

$$e_l = l_i - x; \quad (3)$$

$$m = \pm \sqrt{\frac{[\delta\delta]}{n}}; \quad (4)$$

$$m = \pm \sqrt{\frac{[ee]}{n-1}}; \quad (5)$$

$$\mu = \pm \frac{m}{\sqrt{n}}. \quad (6)$$

Средняя квадратическая ошибка суммы или разности непосредственно измеренных величин

$$m_f = \pm \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + \dots + m_n^2}. \quad (7)$$

Средняя квадратическая ошибка произведения непосредственно измеренных величин на постоянную

$$m_f = \pm am_1. \quad (8)$$

Средняя квадратическая ошибка линейной функции непосредственно измеренных величин

$$m_f = \pm \sqrt{a_1^2 m_1^2 + a_2^2 m_2^2 + \dots + a_n^2 m_n^2}. \quad (9)$$

Средняя квадратическая ошибка функции общего вида

$$m_f = \pm \sqrt{\left(\frac{\partial F}{\partial l_1}\right)^2 m_1^2 + \left(\frac{\partial F}{\partial l_2}\right)^2 m_2^2 + \dots + \left(\frac{\partial F}{\partial l_n}\right)^2 m_n^2}. \quad (10)$$

Используя уравнения (1)–(10), можно определить случайные ошибки определения показателей физических свойств грунтов и их функциональных зависимостей, связанные с непосредственными измерениями.

Рассмотрим практическое применение теории случайных погрешностей на примере отдельных лабораторных определений весовой влажности и объемной плотности грунта. Как известно, весовая влажность грунта

$$W = \frac{P_1}{P_2}, \quad (11)$$

где P_1 — масса воды в грунте, г;

P_2 — масса абсолютно сухого грунта, г.

Ошибка определения весовой влажности грунта по закону накопления ошибок (10) имеет вид

$$m_W = \pm \sqrt{\left(\frac{\partial W}{\partial P_1}\right)^2 m_{P_1}^2 + \left(\frac{\partial W}{\partial P_2}\right)^2 m_{P_2}^2}; \quad (12)$$

дифференцируя уравнение (11) и подставляя в (12), получим

$$m_W = \pm \sqrt{\left(\frac{P_2}{P_1^2}\right)^2 m_{P_1}^2 + \left(\frac{P_1}{P_2^2}\right)^2 m_{P_2}^2}. \quad (13)$$

В процессе лабораторных исследований весовая влажность грунта определяется из выражения

$$W = \frac{P_1}{P_2} = \frac{g_1 - g_2}{g_2 - g_0}, \quad (14)$$

где g_1 — вес бюкса с влажным грунтом, г;

g_2 — вес бюкса с сухим грунтом, г;

g_0 — вес пустого бюкса, г.

Точность взвешивания при определении влажности во всех случаях одинакова, поэтому

$$m_{g_1} = m_{g_2} = m_{g_0} = m, \quad (15)$$

где m — точность определения массы, г.

Тогда ошибки определения массы будут

$$m_{P_1} = \pm \sqrt{m_{g_1}^2 + m_{g_2}^2}, \quad (16)$$

$$m_{P_2} = \pm \sqrt{m_{g_2}^2 + m_{g_0}^2}. \quad (17)$$

Из равенства (15) следует

$$m_{P_1} = m_{P_2} = \pm m \sqrt{2}. \quad (18)$$

С учетом равенства (18) ошибка определения весовой влажности

$$m_W = \pm \sqrt{\frac{m_{P_1}^2 (P_2^2 + P_1^2)}{P_2^4}}. \quad (19)$$

Выразим P_1 и P_2 через массу грунта, отобранного для определения влажности.

$$P = P_1 + P_2, \quad (20)$$

где \bar{P} — масса грунта, отобранного для определения влажности, г.

Из уравнения (11) имеем

$$P_1 = P_2 W \text{ г.} \quad (21)$$

Подставив выражение (21) в (20), получим

$$P = P_2 W + P_2 = P_2 (1 + W) \text{ г.} \quad (22)$$

Тогда из уравнения (22) с учетом выражения (21) имеем

$$P_1 = \frac{PW}{(1+W)} \text{ г,} \quad (23)$$

$$P_2 = \frac{P}{1+W} \text{ г.} \quad (24)$$

После подстановки выражений (23) и (24) в уравнение (19) ошибка определения весовой влажности грунта примет вид

$$m_W = \pm \frac{m_{P_1} (1+W)}{P} \sqrt{1+W^2}. \quad (25)$$

Выразим m_{P_1} через m согласно выражению (18), тогда уравнение (25) преобразуется

$$m_W = \pm \frac{m(1+W) \sqrt{2(1+W^2)}}{P}. \quad (26)$$

Задаваясь весом навески влажного грунта P , взятой для определения весовой влажности, и весовой влажностью грунта W , используя уравнение (26), можно определить среднюю квадратическую ошибку определения влажности для различных значений P и W .

Объемная плотность грунта наиболее часто определяется методом режущего кольца

$$\gamma = \frac{P}{V} = \frac{g_1 - g_0}{V} \text{ г/см}^3, \quad (27)$$

где P — масса грунта, г;

V — объем грунта, см³;

g_1 — масса кольца с грунтом, г;

g_0 — масса кольца, г.

$$V = \frac{\pi D^2}{4} h \text{ см}^3, \quad (28)$$

где D — диаметр кольца, см;

h — высота кольца, см.

Средние квадратические ошибки определения g_1 и g_0 равны: $m_{g_0} = m_{g_1} = m \text{ г}$; тогда среднюю квадратическую ошибку определения массы грунта можно представить так:

$$m_P = \pm \sqrt{m_{g_0}^2 + m_{g_1}^2} = \pm m \sqrt{2} \text{ г.} \quad (29)$$

Средняя квадратическая ошибка определения объема имеет вид

$$m_V = \pm \sqrt{\left(\frac{\partial V}{\partial D}\right)^2 m_D^2 + \left(\frac{\partial V}{\partial h}\right)^2 m_h^2} \text{ см}^3. \quad (30)$$

Диаметр и высота режущего кольца определяются штангенциркулем с одинаковой точностью, поэтому после дифференцирования уравнение (30) можно записать так:

$$m_V = \pm m_{h, D} \frac{\pi D}{4} \sqrt{h^2 + 4D^2} \text{ см}^3. \quad (31)$$

Средняя квадратическая ошибка определения объемной плотности грунта

$$m_\gamma = \pm \sqrt{\left(\frac{\partial \gamma}{\partial P}\right)^2 m_P^2 + \left(\frac{\partial \gamma}{\partial V}\right)^2 m_V^2} \text{ г/см}^3, \quad (32)$$

после дифференцирования уравнение (32) принимает вид

$$m_\gamma = \pm \sqrt{\frac{1}{V^2} m_P^2 + \frac{P^2}{V^4} m_V^2} \text{ г/см}^3. \quad (33)$$

Подставим выражения (29) и (31) в уравнение (33).

$$m_\gamma = \pm \sqrt{\frac{1}{V^2} (m \sqrt{2})^2 + \frac{P^2}{V^4} \left(m_{h, D} \frac{\pi D}{4} \sqrt{h^2 + 4D^2}\right)^2} \text{ г/см}^3. \quad (34)$$

Найдем P из выражения (27), а V из выражения (28), тогда уравнение (34) преобразуется

$$m_\gamma = \pm \frac{1}{\pi D^2 h} \sqrt{32m^2 + \gamma^2 \pi^2 D^2 m_{h, D}^2 (h^2 + 4D^2)} \text{ г/см}^3. \quad (35)$$

Задаваясь объемной плотностью грунта γ , диаметром D и высотой h режущего кольца и используя уравнение (35), можно определить среднюю квадратическую ошибку определения объемной плотности грунта для различных условий опыта и состояния грунта.

Аналогичным образом можно получить простые аналитические выражения для оценки точности определения других физических свойств грунта.

УСКОРЕННЫЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОМПРЕССИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК ГРУНТА

Компрессионные характеристики грунта устанавливаются на основании специальных испытаний в одометрах, результаты которых изображаются в виде компрессионных кривых, отражающих зависимость пористости или коэффициента пористости грунта от уплотняющей нагрузки.

Основными недостатками метода одометрического исследования являются: сложность, трудоемкость, длительность процесса испытаний и необходимость достаточно высокой квалификации исполнителя. Кроме того, этот метод практически исключает возможность учета неоднородности грунта, поскольку используется один образец во всем диапазоне уплотняющих нагрузок. Увеличение количества образцов ведет к значительному увеличению трудовых затрат и времени испытаний.

В случаях, когда при исследовании компрессионных характеристик отсутствует необходимость получения данных о процессе консолидации грунта, с целью ликвидации вышеупомянутых недостатков целесообразно применить следующий метод испытаний:

исследуемый грунт в естественном состоянии или с нарушенной структурой помещается в обоймы уплотнительных стаканов прибора ГГП-29;

уплотнение образцов грунта производится в водной оболочке или без нее, с одно- или двусторонней фильтрацией под различными уплотняющими нагрузками до завершения деформаций (величина осадки при этом фиксируется с помощью индикаторов часового типа);

изготовленные таким образом монолиты грунта извлекаются из стаканов прибора и используются для определения объемной плотности грунта γ и весовой влажности W ;

объемная плотность грунта определяется методом режущего кольца, а весовая влажность грунта — методом сушки образца при температуре 102—105°С до постоянной массы.

Обычно для определения пористости грунта используется выражение

$$n = \frac{\gamma_s(1+W) - \gamma}{\gamma_s(1+W)}, \quad (1)$$

где γ_s — удельная плотность грунта, г/см³.

Как известно, при полном водонасыщении грунта его пористость определяется из выражения

$$n = \frac{W\gamma_d}{\gamma_n}, \quad (2)$$

где γ_d — объемная плотность скелета грунта, г/см³;

γ_n — объемная плотность воды, принимается равной 1 г/см³.

Объемная плотность скелета грунта связана с объемной плотностью грунта выражением

$$\gamma_d = \frac{\gamma}{1+W} \text{ г/см}^3. \quad (3)$$

Подставляя выражение (3) во (2), получим

$$n = \frac{W\gamma}{\gamma_n(1+W)}. \quad (4)$$

Таким образом, определив весовую влажность и объемную плотность грунта, пользуясь выражением (4), можно определить конечную пористость при различных уплотняющих нагрузках. Возможность применения выражения (4) позволяет исключить из лабораторных исследований определение удельной плотности грунта при полном водонасыщении и тем самым значительно упростить общую методику лабораторных исследований.

Переход от пористости n к коэффициенту пористости e осуществляется по известному выражению.

$$e = \frac{n}{1-n}, \quad (5)$$

откуда при полном водонасыщении

$$e = \frac{\gamma W}{1+W(1-\gamma)}. \quad (6)$$

Используя уравнения (1), (4)—(6) определяем значения пористости или коэффициентов пористости грунта при различных уплотняющих нагрузках и строим компрессионные кривые.

Как показал опыт, использование предлагаемой методики позволяет повысить производительность труда исполнителя в 4—5 раз.

Для сравнения предлагаемого метода определения пористости с известным методом одометрических испытаний проведена оценка точности обоих методов по теории случайных погрешностей [1]. Поскольку эта теория не позволяет учесть неоднородность грунта, оценка точности производилась исходя из следующих условий: исследуемый грунт является полностью водонасыщенным и однородным; сопоставление методов производится по предрасчетной средней квадратической погрешности определения пористости грунта, полученной путем учета случайных ошибок, возникающих в процессе опыта и связанных с непосредственными измерениями.

Коэффициент пористости в процессе одометрических испытаний [2] определяется из выражения

$$\varepsilon = \varepsilon_0 - \Delta\varepsilon = \varepsilon_0 - \frac{\Delta h}{h} (1 + \varepsilon_0), \quad (7)$$

где ε_0 — начальный коэффициент пористости;

$\Delta\varepsilon$ — изменение коэффициента пористости;

h — высота образца, см;

Δh — величина осадки штампа прибора, см.

Выражая коэффициент пористости ε в уравнении (7) через пористость n согласно уравнению (5) и решая его относительно n , получим

$$n = \frac{n_0 h - \Delta h}{h - \Delta h}, \quad (8)$$

где n_0 — начальная пористость грунта.

Используя уравнение (8) при одометрических испытаниях, можно определить пористость грунта.

Средняя квадратическая ошибка определения пористости при этом, в соответствии с теорией случайных погрешностей, выражается так:

$$m_n = \pm \sqrt{\frac{h^2 m_{n_0}^2}{(h - \Delta h)^2} + \frac{\Delta h^2 (1 - n_0)^2 m_h^2}{(h - \Delta h)^4} + \frac{h^2 (n_0 - 1)^2 m_{\Delta h}^2}{(h - \Delta h)^4}}. \quad (9)$$

Начальная пористость грунта в процессе одометрических испытаний определяется из выражения (1), тогда средняя квадратическая ошибка ее определения

$$m_{n_0} = \pm \frac{1}{\gamma_s^2 (1 + W_0)^2} \sqrt{(1 + W_0)^2 (\gamma_0^2 m_{\gamma_s}^2 + \gamma_s^2 m_{\gamma_0}^2) + \gamma_0^2 \gamma_s^2 m_{W_0}^2}. \quad (10)$$

где γ_s — удельная плотность грунта, г/см³;

m_{γ_s} — средняя квадратическая ошибка удельной плотности грунта, г/см³;

γ_0 — объемная плотность грунта, г/см³;

m_{γ_0} — средняя квадратическая ошибка объемной плотности грунта, г/см³;

W_0 — начальная влажность грунта в долях единицы;

m_{W_0} — средняя квадратическая ошибка начальной влажности грунта в долях единицы.

Аналитические выражения для вычисления ошибок определения весовой влажности m_w и удельной плотности m_γ грунта приведены в работе [3].

Вывод аналитического выражения, позволяющего оценить точность определения удельной плотности грунта γ_s , является достаточно сложным, поэтому упростим задачу и примем среднюю квадратическую ошибку определения удельной плотности грунта $m_{\gamma_s} = \pm 0,01$ г/см³. Значение m_{γ_s} принимается исходя из того, что при определении удельной плотности грунта между двумя параллельными определениями допускается расхождение не более 0,02 г/см³ [2].

Используя выражения (9) — (12), можно вычислить среднюю квадратическую ошибку определения пористости грунта в процессе одометрических испытаний, исходя из условий опыта.

При определении компрессионных характеристик грунта предлагаемым методом пористость определяется согласно выражению (4). Тогда

$$m_n = \pm \frac{1}{(1 + W)^2} \sqrt{\gamma_s^2 m_W^2 + W^2 m_\gamma^2 (1 + W)^2}. \quad (11)$$

По выражениям (9) — (11) была проведена оценка точности определения пористости грунта в процессе стандартных одометрических испытаний с помощью прибора К-1М и предлагаемым методом для грунта со следующими характеристиками: $W_0 = 0,35$; $\gamma_0 = 1,95$ г/см³; $n_0 = 0,5053$; $\gamma_s = 2,92$ г/см³.

Результаты вычислений средней квадратической ошибки определения пористости грунта

Осадка штампа прибора К-1М Δh	Пористость грунта в долях единицы $n = \frac{n_0 h - \Delta h}{h - \Delta h}$	Влажность грунта в долях единицы $W = W_0 - \frac{\Delta h(0,01 \gamma_s + W_0)}{h}$	Объемная плотность грунта, г/см ³ $\gamma = \gamma_s(1 + W)(1 - n)$	Средняя квадратическая ошибка определения пористости грунта m_n	
				с помощью одометра	предлагаемым методом
0,1	0,493	0,341	1,998	0,0032	0,0051
0,2	0,479	0,331	2,054	0,0033	0,0050
0,3	0,465	0,332	2,109	0,0034	0,0049
0,4	0,450	0,312	2,168	0,0034	0,0048
0,5	0,435	0,303	2,227	0,0035	0,0047
0,6	0,418	0,293	2,294	0,0036	0,0045
0,7	0,400	0,284	2,365	0,0038	0,0044
0,8	0,383	0,274	2,432	0,0039	0,0043
0,9	0,362	0,265	2,515	0,0040	0,0042
1,0	0,340	0,255	2,602	0,0041	0,0041

Прибор К-1М имеет режущее кольцо высотой $h = 4$ см и диаметром $D = 8,74$ см. Точность определения высоты и диаметра кольца $m_{h,D} = \pm 0,01$ см. Величина осадки штампа прибора фик-

сируется с помощью индикатора часового типа с точностью $m_{\Delta h} = \pm 0,001$ см.

При исследовании грунта предлагаемым методом используется режущее кольцо высотой $h=2$ см и диаметром $D=5,64$ см. Ошибка определения высоты и диаметра кольца $m_{h,D} = \pm 0,01$ см.

При исследовании грунта обоими методами для определения весовой влажности грунта отбиралась навеска $P=10$ г. Точность определения массы во всех случаях одинакова: $m = \pm 0,01$ г.

Анализ результатов вычислений (см. таблицу) позволяет сделать следующие выводы:

ошибка определения пористости грунта в процессе одометрических испытаний с уменьшением пористости грунта увеличивается;

ошибка определения пористости грунта предлагаемым методом с уменьшением пористости грунта уменьшается;

оба метода являются примерно одинаково точными: $m_n < \pm 1\%$.

Сопоставление методов испытаний для грунтов с коэффициентом водонасыщения $G < 1$ приводит к таким же результатам.

ЛИТЕРАТУРА

1. Палазов М. Г., Могильный С. Г. Теория ошибок и способ наименьших квадратов. М., Недра, 1968. 393 с.
2. Бирюков Н. С., Казарновский В. Д., Мотылев Ю. Л. Методическое пособие по определению физико-механических свойств грунтов. М., Недра, 1975. 176 с.
3. Фролов А. В., Ворошилова Н. А. Оценка точности определения показателей физических свойств грунтов. — Труды ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 74—79.

БАРТЕНЬЕВ А. А., СПЕРАНСКИЙ В. М., МИТРОФАНОВ В. Ю.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО ОПЕРЕЖЕНИЯ ПОДГОТОВКИ ОСНОВАНИЯ ОТВАЛА

Повышение устойчивости и емкости отвалов КМА, формируемых на неугодиях (в поймах рек, оврагах и балках), достигается за счет подготовки слабых оснований. Чаще всего это — создание между естественным рельефом поверхности и телом отвала пластовой дрены расчетной мощности. Ее отсыпка производится в большинстве случаев одним ярусом, который формируется с опережением относительно вышележащего первого

яруса отвала на величину рабочей площадки $Ш_n$ (см. рисунок). Минимальное значение ширины рабочей площадки по подготовке оснований определяется выражением

$$Ш_n = Ш_y + B_n \text{ м}, \quad (1)$$

где $Ш_y$ — ширина площадки на кровле пластовой дрены по условию устойчивости отвала, м;

B_n — ширина экскаваторной заходки по подготовке основания, м.

Практика отвалособразования показала, что уменьшение ширины рабочей площадки до минимально возможной (по условию

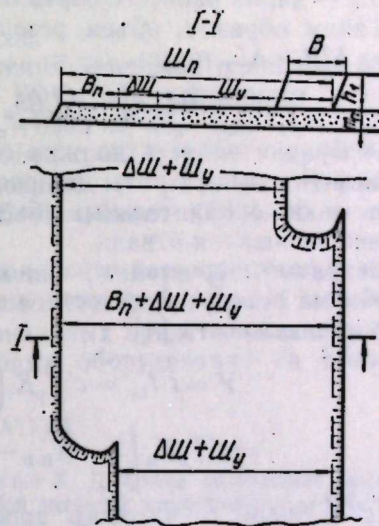


Схема формирования основания отвала

ям устойчивости отвала) приводит к увеличению времени простоя отвальных экскаваторов. Это вызывает необходимость увеличения минимальной ширины рабочей площадки горизонта подготовки на величину резерва $\Delta Ш$, вследствие чего

$$Ш_n = Ш_y + \Delta Ш + B_n \text{ м}. \quad (2)$$

Методы расчета величины $Ш_y$ и B общезвестны [1, 2, 3], вместе с тем выбор резерва $\Delta Ш$ недостаточно обоснован. В связи с этим представляет интерес определение рациональной величины резервной площадки при подготовке основания.

Величина опережения при подготовке основания определяется объемом резервной емкости, необходимой для независимой работы оборудования при формировании отвала и при подготовке основания

$$\Delta Ш = B \frac{V_p}{V_s} \text{ м}, \quad (3)$$

где V_p — объем пород, размещаемых в резервной емкости, m^3 ;
 V_a — объем пород, укладываемых в одну отвальную заходку, m^3 .

При определении ΔH из отношения V_p/V_a берется только целая часть, так как только в этом случае величина ΔH будет кратна ширине заходки отвального оборудования. Дробная же часть отношения определяет расстояние между отвальными экскаваторами вдоль фронта отвальных работ, т. е.

$$\Delta L_\phi = \left(\frac{V_p}{V_a} - \Delta H \right) m, \quad (4)$$

где L_ϕ — длина рабочего борта отвала, m .

Таким образом, объем резервной емкости можно выразить через ΔH и ΔL , тогда:

$$V_p = \Delta H L_\phi h_n + \Delta L B h_n = h_n (\Delta H L_\phi + \Delta L B). \quad (5)$$

Резервная емкость должна обеспечивать минимальные суммарные годовые затраты от простоя отвального оборудования и от отсыпки дополнительных объемов пород при инженерной подготовке основания отвала.

Затраты от простоя отвального оборудования, в зависимости от объема резервной емкости, могут быть определены методами теории надежности [4]:

$$Y = c' t_{np} = c' T_p K \left(1 - K_{н.п} - \frac{V_a}{Q} \right) = c' T_p K_n \left[1 - K_{н.п} - \frac{(\Delta H L_\phi + \Delta L B)}{L_\phi A} \right] \text{руб.}, \quad (6)$$

где c' — ущерб от часового простоя отвального оборудования, руб/ч ;

T_p — годовой фонд режимного времени работы оборудования, $ч$;

K_n — коэффициент эксплуатационной надежности работы отвального оборудования яруса без учета влияния на него работ по подготовке основания;

$K_{н.п}$ — коэффициент эксплуатационной надежности работы комплекта оборудования по подготовке основания;

A — годовое подвигание рабочего борта отвала, m .

Годовые затраты на укладку дополнительного объема пород в основание

$$Z = f (L_\phi \Delta H + \Delta L B) (c_2 m_n + c_3 m_2), \quad (7)$$

где f — плата за использование оборотных фондов;

c_2 — затраты на укладку пород в основание отвала, руб/м^3 ;

m_n — мощность укладываемого слоя при подготовке основания, m ;

c_3 — затраты на снятие и складирование чернозема, руб/м^3 ;
 m_2 — мощность снимаемого слоя чернозема, m .

В результате совместного решения уравнений (6) и (7) величина ΔH определится из выражения

$$\Delta H = \left[\frac{c' T_p K_n L_\phi A (1 - K_{н.п})}{c' T_p K_n + A L_\phi (c_2 m_n + c_3 m_2)} - \Delta L B \right] : L_\phi m. \quad (8)$$

Решение уравнения (8) производится путем перебора значений величины ΔL при условии:

$$\begin{cases} \Delta L < L_\phi \\ \Delta H/B = K, \end{cases}$$

где K — действительное целое число.

Предложенный метод определения резервной площадки проверен для условий Стойленского ГОКа при следующих исходных данных: $c' = 10,45 \text{ руб/ч}$; $T_p = 6300 \text{ ч}$; $K_n = 0,8$; $A = 120 \text{ м}$; $L_\phi = 1500 \text{ м}$; $B = 30 \text{ м}$; $c_2 = 0,4 \text{ руб/м}^3$; $c_3 = 0,4 \text{ руб/м}^3$; $m_2 = 0,5 \text{ м}$; $m_n = 15 \text{ м}$. Проведенный расчет показал, что рациональный размер резервной площадки для Стойленского ГОКа 30 м при $\Delta L = 770 \text{ м}$.

Предложенный метод определения размера резервной площадки для основания отвала позволяет формировать отвал с минимальными затратами материальных средств, связанных с подготовкой основания и простоями оборудования на отвале.

ЛИТЕРАТУРА

1. Коротаяев Г. В., Тимотиенвич К. Д. Схема сооружения конвейерных отвалов на основаниях со слабой несущей способностью. — Сб. трудов./НИИКМА. Губкин, 1971, вып. 17, с. 24—26.
2. Русский И. И. Отвальное хозяйство карьеров. М., Госгортехиздат, 1963. 186 с.
3. Жариков В. С. Некоторые особенности исследований устойчивости многоярусных отвалов смешанных пород для условий Михайловского железнодорожного района. — Сб. трудов./НИИКМА. Губкин, 1971, вып. 17, с. 73—77.
4. Вентцель Е. С. Теория вероятностей. М., Наука, 1969, 336 с.
5. Арсентьев А. И. Определение главных параметров карьера. М., Наука, 1976. 213 с.

О МЕХАНИЗАЦИИ РАБОТ ПО ХИМИКО- БИОЛОГИЧЕСКОМУ ЗАКРЕПЛЕНИЮ ПОВЕРХНОСТЕЙ, НАРУШЕННЫХ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ

При добыче полезных ископаемых открытым способом нарушаются значительные площади плодородных земель. В настоящее время нарушены десятки тысяч гектаров земель, ежегодный прирост их в стране будет составлять 30—35 тыс. га [1]. Кроме того, поверхность карьера (рабочие и нерабочие площадки, откосы уступов) обычно покрыта слоем пыли. Источниками пылеобразования являются погрузочно-разгрузочные, буровзрывные работы, транспорт. Даже при отсутствии работ в карьере, но при наличии ветра происходит загрязнение атмосферы пылью, которое увеличивается по мере возрастания скорости ветра. Так, при скорости ветра 8 м/сек запыленность воздуха за счет сдувания пыли составит 5 мг/м³ [2]. Отвалы, не закрепленные растительностью, легко подвергаются водной и ветровой эрозии.

Загрязнение воздуха в карьерах и окружающей среды пылью может быть предотвращено путем восстановления поверхности нарушенных земель методом химико-биологической рекультивации. Одним из ее способов является закрепление грунтов химическими реагентами. Для предохранения почв и улучшения их свойств в последнее время в сельском хозяйстве широко используют синтетические материалы: нэрозин, полиакрилонитрил, латексы, а также битумные эмульсии и различные пенные вещества. Битумная эмульсия и латексы относятся к числу органических структурообразователей. Они улучшают водно-физические свойства почв, уменьшают испарение, увеличивают температуру и запас влаги в почве.

Битумная эмульсия не содержит питательных веществ и оказывает только физическое действие на почву [3]. Опыты с битумной эмульсией проводились в СССР (в Каракумах, Кызылкумах, Нижнеднепровском песчаном массиве) [4, 5] и за рубежом. Ее применяют на песчаных почвах. Пленка выдерживает ветер большой силы, создает благоприятные условия для прорастания и развития молодых растений, снижает потерю влаги и накапливает тепло в зоне прорастания, повышая температуру почвы на 1—2°. Норма внесения — 2,5—7,5 т/га для десятисантиметрового почвенного слоя [6]. Битумные эмульсии на 30% повышают содержание общего углерода в почве и увеличивают долю гуминовых кислот [7]. Однако битумные эмульсии недолговечны и пленка держится около 10 недель, а затем постепенно вымывается осадками.

Для образования на поверхности почвы прочной и эластичной пленки применяют латексы. Пленка латекса проницаема для воды и газов и не препятствует появлению всходов. Положительное действие ее на почву такое же, как и битумов, только температура почвы повышается на 8,8°. Латексная пленка выдерживает пыльные бури со скоростью ветра 20—25 м/сек.

Промышленные эксперименты по применению латекса и битумной эмульсии для закрепления поверхностей откосов отвалов и уступов бортов карьеров были проведены нами на Соколовско-Сарбайском горно-обогатительном комбинате, где отвалы занимают значительные площади, имеющие бугристую поверхность. Отвалы с углами откосов 38—41° лишены растительности в связи с крутизной и подверженностью водно-ветровой эрозии.

Несмотря на то, что в настоящее время имеются различные химические реагенты, пригодные для закрепления поверхностей, подверженных ветровой и водной эрозии, вопросы механизации этих работ еще не решены. Так, при нанесении химических реагентов на закрепляемую поверхность с помощью гидромониторов и поливочных машин [2] производительность мала: 0,6 м²/сек при расходе эмульсии 3,1 л/м²; необходимо также устройство специальных проезжих дорог вдоль обрабатываемых поверхностей из-за малой дальности струи гидромонитора (25—30 м).

Разработанный в ИГД МЧМ СССР и Уральском государственном университете способ нанесения закрепляющих реагентов с помощью струйных вентиляторов на базе турбовинтовых двигателей (в нашем случае вентилятор АИ-20КВ на базе силовой установки самолета ИЛ-18) позволяет повысить производительность до 10 м²/сек, т. е. в 10—15 раз [8, 9]. Как показали результаты гидравлических испытаний вентилятора АИ-20КВ, равномерность покрытия значительно выше, чем при применении гидромониторов, гидросмесь может быть перенесена на расстоянии 120—150 м, а при изменении угла наклона вентилятора в вертикальной плоскости — до 200 м.

В августе 1970 г. и июне-июле 1972 г. были проведены промышленные испытания установки АИ-20КВ по закреплению семян многолетних трав на откосах отвалов и отработанных бортах карьеров ССГОКа.

С помощью карьерного вентилятора АИ-20КВ битумная эмульсия 20% концентрации в 1970 г. была нанесена на откос отвала. Предварительно были разбросаны семена многолетних трав и удобрения из расчета 30 кг действующего вещества на гектар. Длина распыляющей струи достигала 200 м. В течение 10 мин было орошено 8000 м² поверхности откоса высотой 40 м. Через 2 дня на ней образовалась корка толщиной 1 см.

26 июня 1972 г. аэрогидросев проводился на уступах восточного борта (гор. 183 м) Сарбайского карьера с нижней стоянки. Грунт — четвертичные суглинки и пестроцветные глины. В баке установки была приготовлена смесь семян многолетних злаковых и бобовых трав, аммиачной селитры (60 кг/га) и латекса. После запуска авиадвигателя смесь перемешивалась с помощью пневмоэмульгатора и подавалась центробежным насосом в специальное сопло. Эксперимент проводился дважды: при концентрации латекса 40% и 20%.

14 июля обработан откос борта (гор. 74 м) с верхней стоянки. Грунт — рыхлые неогеновые пески и пестроцветные глины. Предварительно проведен гидросев семян с растворенной в воде аммиачной селитрой с помощью гидромонитора. После посева нанесена латексная эмульсия 20% концентрации с помощью установки АИ-20КВ. При применении латекса образуется бесцветная пленка, хорошо предохраняющая грунт от водноветровой эрозии.

На отвале грунт имел сильное (1,5%) сульфатное засоление. При попадании на такую поверхность латекс моментально коагулировал и эластичная пленка не образовывалась.

Результаты экспериментов показали, что битумная эмульсия и латекс вполне пригодны для закрепления поверхности откосов отвалов.

Наиболее благоприятным периодом для выполнения работ по биологической рекультивации нарушенных горными работами земель методом пневмогидрососа следует считать раннюю весну или позднюю осень, т. е. периоды выпадения наибольшего количества осадков и умеренных температур.

Перед нанесением этих химических реагентов целесообразно определять влияние физико-химических свойств пород на процесс их естественной коагуляции. Поэтому применение вышеуказанных стабилизаторов требует дальнейших дополнительных исследований в сухостепной зоне Казахстана.

При рекультивации вытянутых в плане одноярусных отвалов установка АИ-20КВ располагается на верхней площадке на расстоянии 100—150 м от края (рис. 1). Равномерное распределение гидросмеси по поверхности достигается поворотом установки в горизонтальной плоскости, изменением угла наклона струи в вертикальной плоскости, а также изменением режима работы турбовинтового двигателя. После нанесения гидросмеси на участок поверхности с позиции 1 установка перемещается на 100—150 м, и обрабатывается следующий участок (позиция 2) и т. д. Благодаря передвижению достигается высокая производительность установки.

Химико-биологическая рекультивация многоярусных отвалов начинается с нижнего горизонта. После завершения обработки откосов и берм всех ярусов отвала установку переносят на верх-

90

нюю площадку, технология обработки которой описана выше.

Применение указанного способа наиболее эффективно при совмещении работ по отвалообразованию и рекультивации. Основанием для выбора совмещенного или последовательного проведения рекультивационных работ является оптимальный ре-

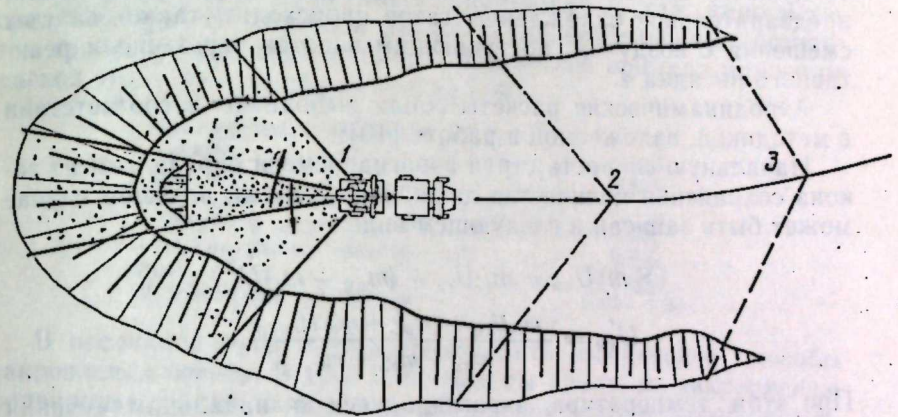


Рис. 1. Технологическая схема закрепления одноярусных отвалов

жим формирования отвального пространства по периодам эксплуатации месторождения.

Смесительное сопло карьерных вентиляторов на базе турбовинтовых двигателей должно обеспечивать снижение темпера-

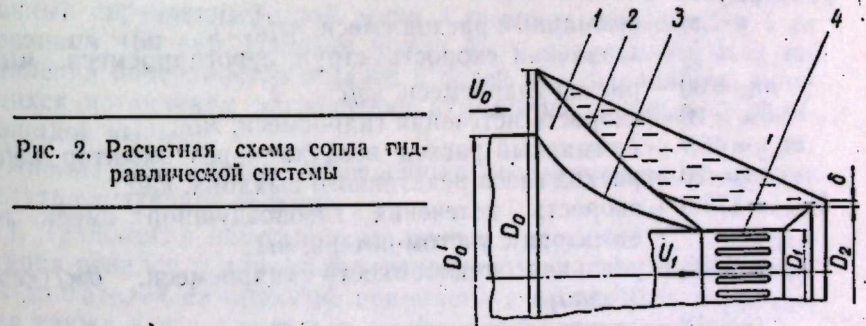


Рис. 2. Расчетная схема сопла гидравлической системы

туры транспортирующего потока с целью исключения вредного теплового воздействия на семена. Гидравлическая схема установки состоит из бака для гидросмеси, пневмоэмульгатора, вмонтированного в бак, пульпового центробежного насоса, смесительного сопла и системы трубопроводов с арматурой управления. Наиболее важным элементом этой системы является смесительное сопло эжекторного типа (рис. 2). Габаритные размеры сопла были приняты из конструктивных соображений, обес-

26 июня 1972 г. аэрогидросев проводился на уступах восточного борта (гор. 183 м) Сарбайского карьера с нижней стоянки. Грунт — четвертичные суглинки и пестроцветные глины. В баке установки была приготовлена смесь семян многолетних злаковых и бобовых трав, аммиачной селитры (60 кг/га) и латекса. После запуска авиадвигателя смесь перемешивалась с помощью пневмоэмульгатора и подавалась центробежным насосом в специальное сопло. Эксперимент проводился дважды: при концентрации латекса 40% и 20%.

14 июля обработан откос борта (гор. 74 м) с верхней стоянки. Грунт — рыхлые неогеновые пески и пестроцветные глины. Предварительно проведен гидропосев семян с растворенной в воде аммиачной селитрой с помощью гидромонитора. После посева нанесена латексная эмульсия 20% концентрации с помощью установки АИ-20КВ. При применении латекса образуется бесцветная пленка, хорошо предохраняющая грунт от водноветровой эрозии.

На отвале грунт имел сильное (1,5%) сульфатное засоление. При попадании на такую поверхность латекс моментально коагулировал и эластичная пленка не образовывалась.

Результаты экспериментов показали, что битумная эмульсия и латекс вполне пригодны для закрепления поверхности откосов отвалов.

Наиболее благоприятным периодом для выполнения работ по биологической рекультивации нарушенных горными работами земель методом пневмогидропосева следует считать раннюю весну или позднюю осень, т. е. периоды выпадения наибольшего количества осадков и умеренных температур.

Перед нанесением этих химических реагентов целесообразно определять влияние физико-химических свойств пород на процесс их естественной коагуляции. Поэтому применение вышеуказанных стабилизаторов требует дальнейших дополнительных исследований в сухостепной зоне Казахстана.

При рекультивации вытянутых в плане одноярусных отвалов установка АИ-20КВ располагается на верхней площадке на расстоянии 100—150 м от края (рис. 1). Равномерное распределение гидросмеси по поверхности достигается поворотом установки в горизонтальной плоскости, изменением угла наклона струи в вертикальной плоскости, а также изменением режима работы турбовинтового двигателя. После нанесения гидросмеси на участок поверхности с позиции 1 установка перемещается на 100—150 м, и обрабатывается следующий участок (позиция 2) и т. д. Благодаря передвижению достигается высокая производительность установки.

Химико-биологическая рекультивация многоярусных отвалов начинается с нижнего горизонта. После завершения обработки откосов и берм всех ярусов отвала установку переносят на верх-

нюю площадку, технология обработки которой описана выше.

Применение указанного способа наиболее эффективно при совмещении работ по отвалообразованию и рекультивации. Основанием для выбора совмещенного или последовательного проведения рекультивационных работ является оптимальный ре-

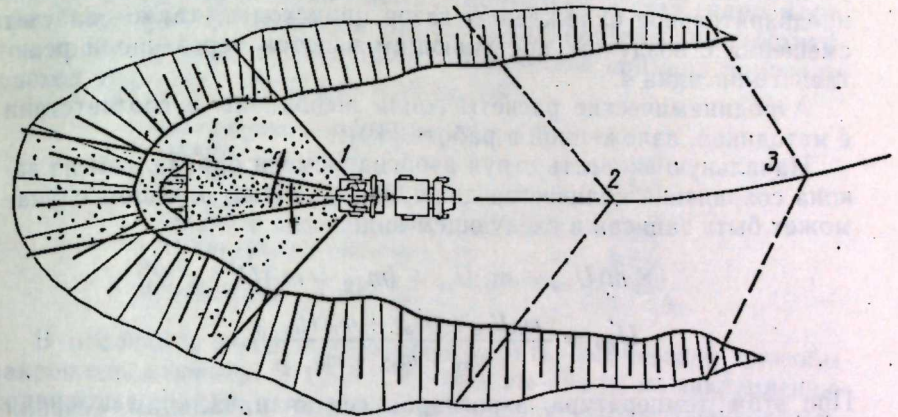


Рис. 1. Технологическая схема закрепления одноярусных отвалов

жим формирования отвального пространства по периодам эксплуатации месторождения.

Смесительное сопло карьерных вентиляторов на базе турбовинтовых двигателей должно обеспечивать снижение темпера-

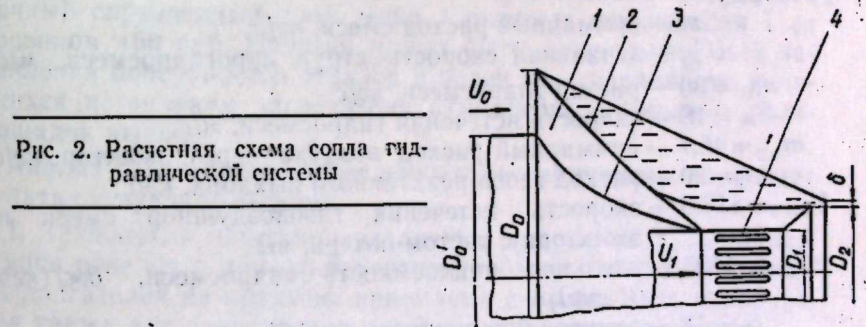


Рис. 2. Расчетная схема сопла гидравлической системы

туры транспортирующего потока с целью исключения вредного теплового воздействия на семена. Гидравлическая схема установки состоит из бака для гидросмеси, пневмоэмульгатора, вмонтированного в бак, пульпового центробежного насоса, смесительного сопла и системы трубопроводов с арматурой управления. Наиболее важным элементом этой системы является смесительное сопло эжекторного типа (рис. 2). Габаритные размеры сопла были приняты из конструктивных соображений, обес-

печивающих плавный вход воздуха из струи воздушного винта в канал 1, образованный внутренней стенкой гидросопла 2 и поверхностью конуса-стекателя 3 капота авиадвигателя.

Эжектируемый через канал 1 воздух создает в начальном сечении струи защитный слой воздуха, предохраняющий семена от прямого контакта с горячими газами реактивного выхлопа; предварительное охлаждение газов происходит также за счет смешения с воздухом, поступающим в поток через щели реактивного насадка 4.

Аэродинамические расчеты сопла выполнены в соответствии с методикой, изложенной в работе [10].

Начальную скорость струи аэрогидросмеси определяем из закона сохранения количества движения, который в нашем случае может быть записан в следующем виде:

$$(\sum m) U_{см}' = m_{гс} U_{гс} + (m_{в\sum} + m_{г}) U_{см.э}'$$

$$U_{см}' = \frac{m_{гс} U_{гс} + (m_{в\sum} + m_{г}) U_{см.э}'}{m_{гс} + m_{в\sum} + m_{г}}$$

При этом температура аэрогидросмеси в начальном сечении струи определяется по правилу Рихмана

$$t_{гс} = \frac{m_{гс} C_{ргс} t_{гс} + m_{в\sum} C_{рв} t_{в} + m_{г} C_{гг} t_{г}}{m_{гс} C_{ргс} + m_{в\sum} C_{рв} + m_{г} C_{гг}}$$

В аэродинамических расчетах сопла и расчетах по определению температуры аэрогидросмеси использованы следующие параметры:

- $\sum m$ — суммарный расход смеси, кг/с;
- $U_{см}'$ — начальная скорость струи аэрогидросмеси, м/с;
- $m_{гс} = 30$ — расход гидросмеси, кг/с;
- $U_{гс} = 18$ — скорость истечения гидросмеси, м/с;
- $m_{в\sum} = 45,7$ — суммарный расход воздуха через эжектор, кг/с;
- $m_{г} = 20$ — расход газов реактивного выхлопа, кг/с;
- $U_{см.э}' = 113,6$ — скорость истечения газозадушной смеси из эжектора с учетом потерь, м/с;
- $C_{ргс} = 4103$ — удельная теплоемкость гидросмеси, дж/(кг × град);
- $t_{гс} = 18$ — температура гидросмеси, °С;
- $C_{рв} = 1001$ — удельная теплоемкость воздуха, дж/(кг · град);
- $t_{в} = 20$ — температура окружающего воздуха, °С;
- $C_{гг} = 1102,12$ — удельная теплоемкость газов реактивного выхлопа, дж/(кг · град);
- $t_{г} = 410$ — температура газов реактивного выхлопа, °С.

Расчеты показали, что средняя скорость истечения аэрогидросмеси из смешительного сопла составляет 85,5 м/сек, температура при условии полного смешения в начальном сечении струи

составляет 64° С. Таким образом, принятые нами размеры смешительного сопла обеспечивают снижение температуры газов до приемлемого значения при достаточно высокой скорости струи аэрогидросмеси.

Для закрепления нарушенной поверхности земли, откосов отвалов горных пород может быть использован состав гидросмеси, предложенный Всесоюзным научно-исследовательским институтом транспортного строительства. В качестве примера приводим расход этого состава из расчета на 1 м²:

Мульчирующие материалы, кг:	
опилки	0,400
солома	0,200
Пленкообразователи:	
битумная эмульсия, м ³	0,001
латекс (сухое вещество), кг	0,010
Вода, м ³	0,005
Минеральные удобрения, кг	0,02—0,06

В последние годы начинают внедрять химические способы закрепления песков. В 1967 г. проведены опыты по закреплению подвижных песков нэрозином (сланцевая смола полукоксования) в совхозе «Аксарайский» Астраханской области (Габай В. С., ВАСХНИЛ). Нэрозин наносят на пески полосами тракторным опрыскивателем или авиаопрыскивателем. Ширина полос 4,5—8,6 м, расстояние между ними 10,1—13,5 м. Междуполосные расстояния засеваются многолетними травами или кустарниками. Расход нэрозина 3 т/га. Производительность при авиаопрыскивании 6,2 га/ч. После опрыскивания получается прочный скрепленный слой песка. Стоимость закрепления 1 га нэрозином 150 руб. Нэрозин может быть использован для закрепления поверхностей отвалов и полей хвостохранилищ, являющихся источником загрязнения атмосферы карьеров и промплощадок пылью.

Анализ результатов проведенных экспериментов позволяет сделать следующие выводы:

1. Технология нанесения различных гидросмесей на откосы уступов отвалов с помощью вентиляторов на базе турбовинтовых двигателей на практике приемлема и может быть использована также для закрепления поверхностей хвостохранилищ.
2. Схемы применения турбовинтовых установок при рекультивации отвалов должны выбираться из условий оптимального режима формирования отвального пространства во времени.
3. Оборудование карьерных вентиляторов на базе турбовинтовых двигателей предложенной гидросистемой позволяет расширить область их применения и в значительной мере решить проблему механизации работ по рекультивации земель, нарушенных открытыми горными работами.

ЛИТЕРАТУРА

1. Моторина Л. В. Основные проблемы и задачи рекультивации земель, подверженных эрозии и загрязненных промышленностью. — Тезисы докладов Всесоюзного научно-технического совещания по рекультивации земель, нарушенных горными работами. М., 1968, с. 1—6.
2. Закрепление пылящих поверхностей уступов карьеров. Михайлов В. А., Бересневич П. В., Борисов В. Г., Киковка Е. И. — Горный журнал, 1970, № 6, с. 14—18.
3. Dzubai M. A., Korszerü talajjavítás Fe'madocumentacio — Mezőgazdasági és elmezeségül Miniszterium információs központja. Budapest, 1969.
4. Габай В. С., Подгорнов А. С., Шамшин В. А. Применение нэрозина для борьбы с дефляцией на подвижных песках. — В сб.: Проблемы освоения пустынь. Волгоград, 1971, № 4, с. 42—48.
5. Ревут И. Б., Романов И. А. Химия в борьбе с эрозией почв. — В сб.: Защита почв от эрозии. М., Колос, 1971, с. 126—135.
6. Lehfeldt I. Wirkungsprinzipien und Anwendungsverfahren von Bodenverbesserungsmitteln zur Verbesserung physikalischer Bodeneigenschaften. — Archiv für Acker- und Pflanzenbau und Bodenkunde, 1972, 16, s. 4—5.
7. Schmidt O., Gusser H. Ein Beitrag zur Wirkung von Bitumenemulsionen auf Pflanzenenertrag und Fruchtbarkeitseigenschaften eines leichten Bodens. — Archiv für Acker- und Pflanzenbau und Bodenkunde, 1971, 15, s. 12.
8. Установка для пылеподавления и искусственной вентиляции на открытых горных работах на базе турбовинтового двигателя. Филатов С. С., Вершинин А. А., Конорев М. М., Храмов П. Г. — Горный журнал, 1969, № 3, с. 13—15.
9. Конорев М. М. Результаты опытно-промышленных испытаний карьерного вентилятора на базе турбовинтового двигателя. — Труды ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1970, вып. 24, с. 96—106.
10. Бутаков С. Е. Испытание эжекторов низкого давления и уточнение их теории. — Промышленная вентиляция. Сб. статей. Свердловск, ВНИИОТ, 1951, № 4, с. 4—40.

ПАВЛОВ А. И., БЛОНСКИЙ М. В.

УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ И ТЕХНИЧЕСКИЕ ВОЗМОЖНОСТИ КАРЬЕРНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ С ВЕРТОЛЕТНЫМ ВИНТОМ

Ранее выполненными исследованиями [1] установлено, что проветривание глубоких и ограниченных в плане карьеров, а также застойных зон в них целесообразно осуществлять струйными вентиляторами на базе несущих винтов вертолетов, которые имеют определенные преимущества перед другими средствами проветривания [2]. Положительный опыт эксплуатации карьерного вентилятора АВК-3 подтверждает перспективность этого направления в разработке средств искусственной вентиляции карьеров [3].

С целью уточнения условий применения карьерных вентиляторов с вертолетным винтом для создания эффективного воздухообмена в карьере, их технических возможностей и аэродинамических параметров струи были проведены промышленные испытания экспериментального образца карьерного вентилятора АВК-3 с винтом диаметром 14,3 м. В программу экспериментов входило непосредственное измерение профилей скорости на венте вентилятора при различных углах установки лопастей, по которым были определены начальный расход воздуха, тяга, индуктивная мощность струи и относительный к.п.д. винта.

Для определения дальности струи и ее геометрических размеров проводилась визуализация струи дымом. Скорость воздуха измерялась при помощи воздухомерной трубки и микроманометра ЦАГИ. Было изготовлено специальное координатное устройство из двух опор, между которыми на 1 м выше плоскости винта вентилятора натянут стальной трос. По тросу перемещалась каретка винта с помощью тросика, переброшенного через блок, закрепленные на опорах. В каретке закреплялся пневмометрический насадок (трубка Пито — Прайдтля), соединенный при помощи резинового шланга с микроманометром.

Скорость измерялась вдоль радиуса винта, начиная от оси, через промежутки в 300 мм. По измеренным профилям скорости вычислялись объемный расход через винт, тяга (секундный импульс) и индуктивная мощность струи по формулам:

$$Q = 2\pi \int_0^R v r dr, \quad (1)$$

$$T = 2\pi \rho \int_0^R v^2 r dr,$$

$$N_i = \pi \rho \int_0^R v^3 r dr,$$

где v — индуктивная скорость на радиусе r , м/сек;
 ρ — плотность воздуха в условиях эксперимента, кг·сек²/м.
 Интегралы в формулах (1) вычисляются по формуле трапеций. Исходными данными для расчетов служили построенные по экспериментальным данным профили скорости, представляющие собой графическую зависимость $v(r)$.
 Средняя (по площади) индуктивная скорость в плоскости винта определялась по формуле

$$v_{cp} = \frac{Q}{F} = \frac{2 \int_0^R v r dr}{R^2}, \quad (2)$$

где F — площадь, ометаемая винтом, m^2 ;
 R — радиус винта, m .

Важным энергетическим показателем, характеризующим работу струйного вентилятора, является относительный к.п.д. винта, представляющий собой отношение индуктивной мощности отбрасываемой струи к мощности подводимой к валу винта.

$$\eta = \frac{N_l}{N_n} \quad (3)$$

Средняя скорость в наиболее узком сечении струи (скорость отбрасывания), расположенном на расстоянии 0,5 радиуса от винта, определяется по формуле

$$v_{от} = 2v_{ср}. \quad (4)$$

Результаты экспериментов и расчетов (см. таблицу) свидетельствуют, что наиболее выгодными в энергетическом отношении являются режимы работы при углах установки лопасти 7 и 9 град, то есть при наибольшем относительном к.п.д. винта;

Начальные аэродинамические параметры струи вентилятора АВК-3 на различных режимах работы

Наименование параметров	Угол установки лопасти, град				
	5	7	9	11	13
Объемный расход воздуха через винт, $m^3/сек$	844	1248	1238	1389	1224
Средняя индуктивная скорость в плоскости винта, $m/сек$	5,22	7,7	7,65	8,6	7,57
Средняя скорость в наиболее узком сечении струи, $m/сек$	10,4	15,4	15,3	17,2	15,1
Тяга винта, $кг$	972	1747	2032	2286	1957
Индуктивная мощность струи, $кэл/сек$	5061	11267	15143	18324	1477
Мощность, потребляемая винтом, $кГм/сек$	10600	14150	19900	28200	3560
Относительный к. п. д. винта	0,48	0,80	0,76	0,65	0,42

однако максимальные начальные параметры струи достигаются при 11 град. Дальнейшее увеличение угла установки приводит к неблагоприятным аэродинамическим режимам обтекания лопасти и ухудшению к.п.д. и начальных параметров струи.

Маркшейдерским замером контура задымленной струи установлено, что ее максимальная дальность 190 м, а угол раскрытия 15°. В процессе эксперимента вентилятор располагался на нижнем горизонте карьера глубиной около 100 м, так что вертикальный столб дыма выбрасывался за пределы карьера (см. рисунок).

Практическая возможность эффективного воздухообмена в карьере с помощью подобного вентилятора зависит, главным образом, от начальных параметров создаваемой им струи (начального импульса и расхода воздуха), а также от величины температурного градиента в атмосфере карьера. Этими факторами определяется дальность струи и изменение расхода воздуха вдоль нее. Наиболее сложные условия для вентиляции возникают при устойчивом состоянии атмосферы, когда температура воздуха постоянна или увеличивается с высотой (изотермическое или инверсионное распределение температуры), ввиду снижения дальности вентиляционных струй.

Поэтому расчеты параметров вентиляционных струй без учета стратификации атмосферы носят весьма приближенный ха-

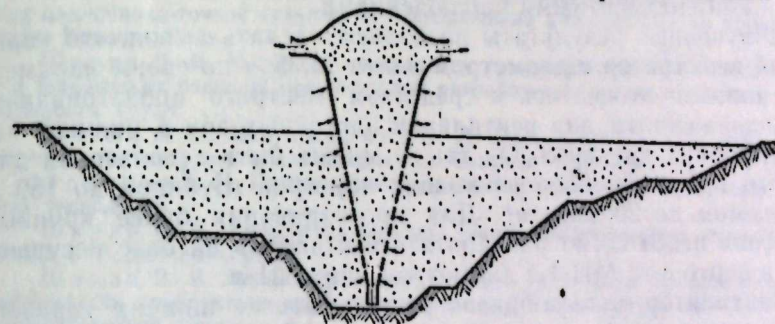


Схема проветривания карьера с выносом загрязненного воздуха за его пределы

актер и в некоторых случаях приводят к значительным ошибкам. В связи с этим представляет несомненный интерес оценка дальности вертикальной струи вентилятора АВК-3 в зависимости от температурного градиента в атмосфере. Поскольку нет инженерных методик расчета этой задачи, воспользуемся теоретической моделью из работы [4], основанной на решении уравнений движения и конвекции в атмосфере. В результате проведенных расчетов получена зависимость дальности струи вентилятора АВК-3 от величины вертикального температурного градиента в атмосфере (при угле установки лопасти 11 град):

$\gamma = -dT/dz$, град/100 м	0,95	0	-1	-2	-3	-4	-5
Дальность струи, м	590	244	204	185	171	163	156

Как видим, падение дальности максимально в области положительного значения температурного градиента, при переходе от адиабатического состояния ($\gamma = 0,98$ град/100 м) атмосферы к изотермическому, а в дальнейшем снижается. При переходе к инверсионному состоянию дальность струи все меньше зависит от степени устойчивости атмосферы.

Интересно сравнить результаты аналитических расчетов с данными промышленных экспериментов, проведенных в 1969 г. [3]. Тогда дальнобойность струи вентилятора АВК-3 составила 150 м при инверсии в атмосфере карьера с градиентом $\gamma = -1$ град/100 м, что приблизительно на 50 м меньше теоретически определенной величины. Учитывая масштабы эксперимента и ограниченную точность экспериментальных данных, такая сходимость результатов может быть признана удовлетворительной, а использованный теоретический метод пригодным для ориентировочных расчетов в области инверсионного распределения температуры. Для обеспечения большего соответствия результатов необходимо уточнение некоторых эмпирических коэффициентов и проведение дальнейших экспериментов с тщательными градиентными наблюдениями.

Полученные результаты позволяют сделать вывод, что карьерный вентилятор с диаметром винта 14,35 м по своим параметрам должен относиться к средствам местного проветривания, предназначенным для вентиляции застойных зон в нижней части глубоких карьеров. Он также может быть использован для общего проветривания небольших карьеров глубиной до 150 м и объемом до 20 млн. м³. Для проветривания более крупных карьеров необходимо разработать вентилятор на базе несущего винта вертолета МИ-4 с диаметром винта 21 м.

Вентилятор целесообразно располагать на нижних горизонтах карьера, чтобы дальнобойность струи превышала размеры загрязненной зоны. В этом случае загрязненный воздух выбрасывается струей вентилятора вверх, за пределы зоны загрязнения, размер которой в процессе проветривания уменьшается [5].

ЛИТЕРАТУРА

1. Васильев М. В., Филатов С. С., Вершинин А. А. О пылеподавлении и искусственном проветривании на открытых горных работах. — Горный журнал, 1967, № 7, с. 31—36.
2. Филатов С. С. О средствах и режимах искусственного проветривания карьеров. — Горный журнал, 1973, № 6, с. 22—26.
3. Установки для вентиляции карьеров вертикальными струями. / Филатов С. С., Павлов А. И., Блонский М. В. и др. — Цветная металлургия, 1971, № 13, с. 12—16.
4. Вульфсон Н. И., Левин Л. М. Оценка возможного влияния вертикальных нагретых струй на развитие внутримассовых кучевых облаков. — Труды Института прикладной геофизики. М., Гидрометеоздат, 1970, вып. 12, с. 52—69.
5. Филатов С. С., Блонский М. В. К расчету искусственного проветривания застойных зон в карьерах вертикальными струями. — Труды ГГО. Л., Гидрометеоздат, 1975, вып. 359, с. 174—181.

СОДЕРЖАНИЕ

Щелканов В. А., Чижев А. А., Масляев С. А. Выбор схем вскрытия и доработки нижних горизонтов Коршуновского карьера и запасов за его контурами	3
Саканцев Г. Г. Определение максимально допустимого количества «узких» площадок в рабочей зоне карьера	9
Ткачев А. Ф., Прибылев В. И. Исследование возможности увеличения производительности карьера «40 лет КазССР»	14
Шилин А. Н., Столяров В. Ф. О целесообразности применения циклично-поточной технологии с мобильными комплексами на карьерах Кривого Рога	17
Шарин В. В. Методика определения сравнительной эффективности технических решений при открытой разработке с учетом производительности труда	23
Шилин А. Н., Шамшурин В. Д. Производительность экскаваторов при погрузке в самоходные дробильные агрегаты	27
Федоров А. П. Графический метод выбора схем циклично-поточной технологии	36
Шарин В. В. Алгоритмы решения задач планирования горных работ в форме номограмм	39
Шарин В. В. Влияние предварительного грохочения на производительность грохотильно-дробильного перегрузочного пункта при циклично-поточной технологии	43
Бастан П. П., Ключкин Е. И. Усреднение железных руд на горнорудных предприятиях	46
Бастан П. П., Гальянов А. В., Ключкин Е. И., Кабаев А. Л., Муратов Х. Ш., Самсонов Г. А., Шестаков Ю. Г. Совершенствование системы усреднения руды в Бакальском рудоуправлении	51
Костина Н. К. К вопросу теоретического обоснования технологии сортировки железных руд	60
Щелканов В. А., Устьянцев А. И., Казакова В. Л., Кобыльникова Н. К., Аленичев В. М. Экономическая эффективность и задачи кустового вычислительного центра	65
Комаров В. В. К вопросу о расчете объемной устойчивости откосов в скальных трещиноватых породах	68
Фролов А. В., Ворошилова Н. А. Оценка точности определения показателей физических свойств грунтов	74
Фролов А. В., Ворошилова Н. А. Ускоренный метод определения компрессионных характеристик грунта	80
Бартевьев А. А., Сперанский В. М., Митрофанов В. Ю. Определение рационального опережения подготовки основания отвала	84
Конорев М. М., Филатов С. С., Нестеренко Г. Ф., Ворошилин Г. И., Дороненко Е. П., Терехова Э. Б. О механизации работ по химико-биологическому закреплению поверхностей, нарушенных горными работами	88
Павлов А. И., Блонский М. В. Условия применения и технические возможности карьерных вентиляторов с вертолетным винтом	94

УДК 622.221.3

Щелканов В. А., Чижев А. А., Масляев С. А. Выбор схем вскрытия и доработки нижних горизонтов Коршуновского карьера и запасов за его контурами. — Труды/ИГД МЧМ СССР, Свердловск, 1979, вып. 58, с. 3—9.

В результате выполненных исследований предлагается для вскрытия и доработки запасов нижних горизонтов Коршуновского карьера схема с использованием рудного и породного конвейерных стволов, а для доработки запасов за контурами карьера перспективным и технически целесообразным является вариант доработки открытым способом при углублении карьера на 120—135 м с использованием наклонного рудного ствола.

УДК 622.271.332.06

Саканцев Г. Г. Определение максимально допустимого количества «узких» площадок в рабочей зоне карьера. — Труды/ИГД МЧМ СССР, Свердловск, 1979, вып. 58, с. 9—13.

Излагается принцип установления максимально допустимого количества «узких» площадок в рабочей зоне карьера при схеме работы «через уступ». Приведены соответствующие зависимости и установлен допустимый процент «узких» площадок для ряда железорудных карьеров.

УДК 622.271.013 : 658.3.015.25

Ткачев А. Ф., Прибылев В. И. Исследование возможности увеличения производительности карьера «40 лет КазССР». — Труды/ИГД МЧМ СССР, Свердловск, 1979, вып. 58, с. 14—17.

В статье рассмотрен вопрос возможности увеличения производительности карьера «40 лет КазССР» Донского ГОКа по горнотехническим факторам.

Проанализировано пять вариантов наращивания производственной мощности карьера до 1,5 млн. т руды в год.

Предлагается календарный график отработки месторождения по варианту достижения производительности 1,5 млн. т руды в 1984 г.

УДК 622.271.06 : 658.527 «75»

Шилин А. Н., Столяров В. Ф. О целесообразности применения циклично-поточной технологии с мобильными комплексами на карьерах Кривого Рога. — Труды/ИГД МЧМ СССР, Свердловск, 1979, вып. 58, с. 17—22.

Статья написана по материалам исследований, проводимых лабораторией ЦПТ ИГД МЧМ СССР. В ней рассмотрен один из возможных путей ликвидации отставания вскрышных работ с помощью мобильных комплексов ЦПТ, даются рекомендации по вскрытию месторождений и впервые обосновываются параметры мобильного комплекса, приводятся результаты технико-экономического расчета.

УДК 622.271.013 : 658.3.015.25.003.1

Шарин В. В. Методика определения сравнительной эффективности технических решений при открытой разработке с учетом производительности труда. — Труды/ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 23--27.

При оценке эффективности капитальных вложений предлагается, кроме приведенных затрат, учитывать официальные отчетные данные по общественным фондам потребления, а также затраты на оборону и управление. В статье приведены зависимости для расчета ожидаемого эффекта от экономии и рационального использования трудовых ресурсов. На примере карьерных экскаваторов показана целесообразность применения методики с учетом фактора времени.

УДК 622.271.06 : 658.527«75» : 621.926

Шилин А. Н., Шамшуркина В. Д. Производительность экскаваторов при погрузке в самоходные дробильные агрегаты. — Труды/ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 27—35.

В статье приведены исследования производительности экскаваторов циклического действия при погрузке в СДА. Сравнение полученных данных с фактическими показателями работы экскаваторов на предприятиях ВПО «Союзруда» при погрузке в циклические виды транспорта показывает, что использование СДА может повысить производительность ЭКГ-4,6 в 3 раза, ЭКГ-8И — в 2 раза.

УДК 622.271.06 : 658.527«75»

Федоров А. П. Графический метод выбора схем циклично-поточной технологии. — Труды/ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 36—38.

В статье рассмотрена методика выбора схем ЦПТ с самоходными дробильными и грохотильными агрегатами в зависимости от среднего диаметра куска взорванного известняка, мелких нетоварных фракций, производительности забойных машин (экскаваторов) и выхода негабарита по конвейеру. Методика иллюстрируется графиком приведенных затрат для СДА-1000 и СВГУ-1Д.

УДК 622.271.014.2 : 658.012.22(083.57)

Шарин В. В. Алгоритмы решения задач планирования горных работ в форме номограмм. — Труды/ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 39—42.

Номограммы по форме и содержанию полностью отвечают понятию алгоритма как точного предписания, задающего вычислительный процесс. Вместе с тем это одно из наиболее простых и доступных средств рационализации инженерных расчетов, которое можно широко использовать для планирования горных работ. В статье дан перечень задач, для которых построены номограммы, в качестве примера приведена номограмма для расчета сетки взрывных скважин по удельному расходу ВВ.

УДК 622.271.06 : 658.527«75» : 621.926/928

Шарин В. В. Влияние предварительного грохочения на производительность грохотильно-дробильного перегрузочного пункта при циклично-поточной технологии. — Труды./ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 43—46.

Результаты испытаний грохотильно-дробильных перегрузочных пунктов (ГДП) на ИнГОКе и НКГОКе показывают, что производительность дробилок при работе на крупном грохоченом материале значительно снижается. Существует критическое значение эффективности грохочения, при котором предварительное грохочение становится нецелесообразным. Для кварцитов КМА и дробилки ККД-1500 критическим является $E=0,53$.

УДК 622.795 : 621.796

Бастан П. П., Ключкин Е. И. Усреднение железных руд на горнорудных предприятиях. — Труды./ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 46—51.

Приводятся результаты анализа состояния усреднения товарных железных руд на горных предприятиях отрасли и рекомендуемые мероприятия, обеспечивающие снижение колебаний содержания железа в товарных железных рудах до уровня $\pm 0,5\%$.

УДК 622.795 : 621.796

Совершенствование системы усреднения руды в Бакальском рудоуправлении./Бастан П. П., Гальянов А. В., Ключкин Е. И. и др. — Труды./ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 51—59.

На базе спектрального разложения дисперсии получены усреднительные характеристики рудных потоков, дана оценка усреднения на перегрузочных складах карьеров, резервном складе аглоцеха, определен оптимальный режим формирования штабелей на складе рудной мелочи. Рекомендована комплексная система усреднения, предусматривающая получение стабильных показателей качества в рудной части агломерационной шихты.

УДК 622.725

Костина Н. К. К вопросу теоретического обоснования технологии сортировки железных руд. — Труды./ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 60—65.

В статье приведены результаты исследований влияния динамических характеристик качества входного потока на режим работы магнитометрических датчиков и сбрасывающих устройств в системе управления сортировкой руды по качеству. Приведены примеры выбора интервала интегрирования при различных характеристиках качества руды в потоке поступлений.

УДК 622.013 : 681.3.008.003.13

Экономическая эффективность и задачи кустового вычислительного центра./Щелканов В. А., Устьянцев А. И., Казакова В. Л., Кобыльникова Н. К. — Труды./ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 65—68.

Рассмотрены типы задач, решаемых в КВЦ, определены составляющие эффективности функционирования КВЦ и источники ее получения, обоснована экономическая целесообразность создания КВЦ, обслуживающего предприятия и институты горнорудной отрасли.

УДК 622.271.333 : 624.131.537

Комаров В. В. К вопросу о расчете объемной устойчивости откосов в скальных трещиноватых породах. — Труды./ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 68—74.

Приведено аналитическое решение объемной (трехмерной) задачи об устойчивости скальных откосов, подсеченных диагональными трещинами, для случая, когда берма (верхняя площадка откоса) негоризонтальна.

УДК 624.131.4

Фролов А. В., Ворошилова Н. А. Оценка точности определения показателей физических свойств грунтов. — Труды./ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 74—79.

На примере определения весовой влажности и объемной плотности грунта показана возможность использования основных положений теории случайных погрешностей для оценки точности определения показателей физических свойств грунтов. Приведены аналитические выражения, позволяющие оценить точность определения весовой влажности и объемной плотности грунта.

УДК 624.131.3

Фролов А. В., Ворошилова Н. А. Ускоренный метод определения компрессионных характеристик грунта. — Труды./ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 80—84.

Описан метод ускоренного определения компрессионных характеристик грунта и приведены аналитические выражения, позволяющие оценить точность определения пористости грунта с помощью одометрических испытаний и предлагаемым методом. Доказана равнозначность предлагаемого метода и стандартного метода одометрических испытаний.

УДК 622.271.451

Бартепьев А. А., Сперанский В. М., Митрофанов В. Ю. Определение рационального опережения подготовки основания отвала. — Труды./ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 84—87.

Предложен метод определения рационального опережения подготовки основания отвала. Расчетное значение величины опережения подготовки основания обеспечивает формирование отвала с минимальными затратами.

УДК 622.271.45.002.52 : 622.882

О механизации работ по химико-биологическому закреплению поверхностей, нарушенных горными работами./Коноров М. М., Филатов С. С., Нестеренко Г. Ф. и др. — Труды./ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 88—94.

Разработанный в ИГД МЧМ СССР и Уральском госуниверситете способ нанесения закрепляющих реагентов с помощью струйных вентиляторов на базе турбовинтовых двигателей позволяет повысить производительность по закреплению поверхностей в 10—15 раз по сравнению с использованием гидромониторов и поливочных машин, обеспечить дальность переноса аэрогидро-смеси на расстояние 120—150 м. На основании результатов промышленных экспериментов предложены технологические схемы по закреплению семян многолетних трав на поверхности отвалов с применением карьерного вентилятора АИ-20КВ, выданы рекомендации на состав гидросмеси, отработана схема системы для подготовки аэрогидросмеси.

УДК 622.458 : 621.63 : 629.735.45

Павлов А. И., Блонский М. В. Условия применения и технические возможности карьерных вентиляторов с вертолетным винтом. — Труды/ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1979, вып. 58, с. 94—98.

В статье содержатся результаты промышленных испытаний экспериментального образца карьерного вентилятора АВК-3, разработанного на базе несущего винта вертолета диаметром 14,3 м и предназначенного для проветривания карьеров глубиной до 200 м и объемом до 30 млн. м³, а также застойных зон в нижней части глубоких карьеров.

ГОРНОРУДНОЕ ПРОИЗВОДСТВО
ТЕХНОЛОГИЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТ

Редактор *Н. У. Макарова*
Технический редактор *Громова В. Н.*
Корректор *Г. И. Егоренков*

Сдано в набор 14.8.79 г.	Подписано в печать 6.7.79 г.	НС 33007	
Формат 60×90 ^{1/16}	Гарнитура литературная	Бумага писчая 1	П. л. 7,0
Уч.-изд. л. 6,0	Тираж 500	Цена 60 коп.	Заказ 50

Институт горного дела МЧМ СССР
620066, Свердловск, К-66, ул. С. Ковалевской, 14

Цех № 1 объединения «Полиграфист», г. Свердловск, ул. М.-Сибиряка, 145

Цена 60 коп.

274